

**PLANEAMIENTO MINERO PARA EL CONTRATO DE CONCESIÓN HKN -
08071, MINA LA ESMERALDA UBICADO EN LOS MUNICIPIOS DE JENESANO
Y TIBANÁ DEPARTAMENTO DE BOYACÁ.**

DIANA MARCELA RICAURTE LEGUIZAMÓN

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2.015**

**PLANEAMIENTO MINERO PARA EL CONTRATO DE CONCESIÓN HKN -
08071, MINA LA ESMERALDA UBICADO EN LOS MUNICIPIOS DE JENESANO
Y TIBANÁ DEPARTAMENTO DE BOYACÁ**

DIANA MARCELA RICAURTE LEGUIZAMÓN

Proyecto Presentado como Requisito para optar el Título de Ingeniero en
Minas en la Modalidad Monografía
Proyección – Social.

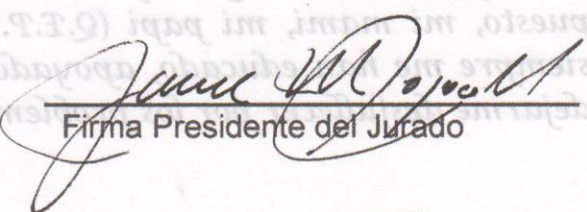
Director
JAIME WILLIAM JOJOA MUÑOZ
Ingeniero en Minas
U.P.T.C.

Codirector
SALVADOR CAMARGO
Ingeniero en Minas
U.P.T.C.

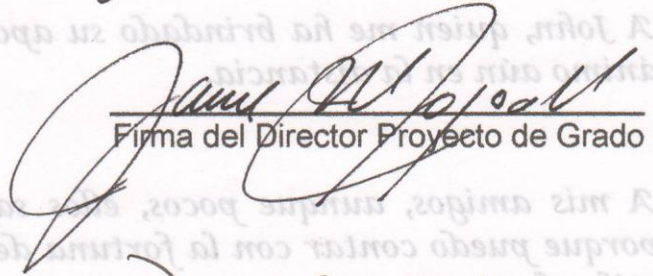
UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2.015

La realización de este proyecto está dedicada a Dios que siempre me
ha iluminado, protegido, guiado en su regazo y llevado de su
mano para lograr ser lo que hoy soy.

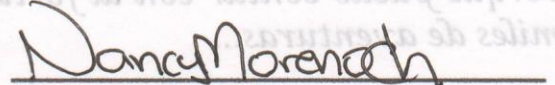
A mi familia... esa gran familia en la que el todo poderoso me ha
puesto, me amado, me guiado (D.T.P.D.), hermanos y sobrinos, quienes
siempre me han apoyado e impulsado a salir adelante sin
dejar nunca de presentarme la vida.


Firma Presidente del Jurado

A John, quien me ha brindado su apoyo incondicional, paciencia y
amor en la realización de este proyecto.


Firma del Director Proyecto de Grado

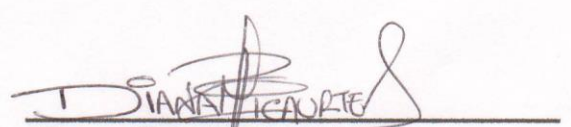
A mis amigos, siempre pocos, pero que los quiero y valoro,
porque puedo contar con la fortaleza de ser su confidente y amigo de
miles de años.


Firma del Jurado 1

A todas las personas que Dios me ha puesto en el camino, algunas
para ayudar y otras tanto pero sin ellas no tendría la sabiduría,
carácter, energía y fuerza de seguir haciendo bien las cosas...


Firma del Jurado 2

DIANA MARCELA RICARTE LEGUIZAMÓN


Firma Estudiante

Sogamoso, Mayo de 2.015.

DEDICATORIA

La realización de este proyecto está dedicada a Dios que siempre me ha iluminado, protegido, guardado en su regazo y llevado de su mano para lograr ser lo que hoy soy.

A mi familia... esa gran familia en la que el todo poderoso me ha puesto, mi mamá, mi papí (Q.E.P.D), hermanos y sobrinos, quienes siempre me han educado, apoyado e impulsado a salir adelante sin dejarme desfallecer por los problemas que presenta la vida.

A John, quien me ha brindado su apoyo incondicional, paciencia y ánimo aún en la distancia.

A mis amigos, aunque pocos, ellos saben que los quiero y valoro, porque puedo contar con la fortuna de ser su confidente y amiga de miles de aventuras...

A todas las personas que Dios me ha puesto en el camino, algunas para ayudar y otras no tanto, pero sin ellas no tendría la sabiduría, carácter, entusiasmo y fortaleza de seguir haciendo bien las cosas...

DIANA MARCELA RICAURTE LEGUIZAMÓN.

AGRADECIMIENTOS

El autor del proyecto expresa sus agradecimientos por la colaboración prestada para su elaboración y desarrollo a las siguientes personas y entidades:

Álvaro Piñeros Torres. Propietario de la empresa General de Carbones LTDA.

Aura Quijano. Secretaria Escuela de Ingeniería de Minas.

Ingeniero en minas Luis Jarver Cedeño

Ingeniero en minas Jaime William Jojoa Muñoz

Ingeniero en minas Salvador Camargo Coy

Geólogo Carlos Julio Rodríguez

Ingeniero geólogo Rafael Pérez Espitia

Ingeniero geólogo Edwards Estepa

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA, SEDE SECCIONAL SOGAMOSO, Escuela Ingeniería de Minas.

“LA AUTORIDAD CIENTÍFICA DE LA FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO,
RESIDE EN ELLA MISMA, POR LO TANTO NO RESPONDE DE LAS
OPINIONES EXPRESADAS EN ESTE PROYECTO”

SE AUTORIZA LA REPRODUCCIÓN INDICANDO SU ORIGEN

CONTENIDO

	Pág.
RESUMEN	16
INTRODUCCIÓN	19
OBJETIVOS	20
1. GENERALIDADES	21
1.1 LOCALIZACIÓN	21
1.2 VÍAS DE ACCESO	21
1.3 SITUACIÓN JURÍDICA DEL YACIMIENTO	22
1.4 RASGOS FISIOGRÁFICOS	22
1.4.1 Clima.	22
1.4.2 Temperatura.	23
1.4.3 Precipitaciones.	23
1.4.4 Humedad relativa.	23
1.4.5 Topografía.	23
1.4.6 Vegetación.	23
1.4.7 Fauna.	23
2. GEOLOGÍA	25
2.1 GEOLOGÍA GENERAL	25
2.1.1 Estratigrafía	25
2.1.2 Geología estructural.	25

	Pág.
2.2 GEOLOGÍA LOCAL	26
2.2.1 Estratigrafía.	26
2.2.2 Geomorfología.	28
2.2.3 Geología estructural.	29
2.2.4 Hidrogeología.	29
2.3 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	29
2.3.1 Características geológicas.	29
2.3.2 Calidad y análisis de los carbones.	30
2.3.3 Cálculo de reservas.	31
3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL YACIMIENTO	33
3.1 CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES	33
3.2 ANÁLISIS DE LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES	33
3.3 PROPIEDADES FÍSICAS	36
3.4 PROPIEDADES MECÁNICAS	37
3.4.1 Resistencia a la compresión simple.	37
3.4.2 Resistencia a la tensión	38
3.4.3 Resistencia a la flexión.	38
3.4.4 Ángulo de reposo.	38
3.4.5 Tilt test.	38
3.5 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	40
3.5.1 Resistencia a la compresión de la roca inalterada.	40

	Pág.
3.5.2 Índice de calidad de la roca (RQD).	40
3.5.3 Espaciamiento de las discontinuidades.	40
3.5.4 Estado de las fisuras.	41
3.5.5 Condiciones de agua subterránea.	41
3.6 CRITERIO GENERALIZADO DE HOEK AND BROWN.	42
3.6.1 Índice geológico de resistencia (GSI).	42
3.6.2 Valuación de la constante (mi) de Hoek y Brown para piezas intactas de roca.	43
4. PLANEAMIENTO MINERO	47
4.1 METAS PROPUESTAS DE PRODUCCIÓN	47
4.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	47
4.3 ANÁLISIS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICABLES AL YACIMIENTO.	49
4.3.1 Tajo por testers.	49
4.3.2 Cámaras con ensanche de tambores en sentido del rumbo.	50
4.3.3 Elección del método de explotación.	52
4.4 DISEÑO Y PLANEAMIENTO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	52
4.4.1 Labores de desarrollo.	55
4.4.2 Labores de preparación.	56
4.4.3 Labores de explotación.	57
4.5 TRABAJOS ESPECIALES Y CÁLCULO DE EQUIPOS.	60
4.5.1 Pozo de bombeo.	60

	Pág.
4.5.2 Cálculo del malacate.	63
4.5.3 Sostenimiento.	65
4.5.4 Redes de ventilación.	74
4.5.5 Carrilera.	78
4.5.6 Alumbrado.	78
4.5.7 Señalización.	79
4.5.8 Estériles.	81
4.5.9 Personal.	81
4.5.10 Servidumbres.	81
4.5.11 Instalaciones y adecuaciones.	81
5. EVALUACIÓN Y MANEJO AMBIENTAL	82
5.1 IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS.	82
5.2 EVALUACIÓN DE IMPACTOS	82
6. ASPECTOS GENERALES PARA EL PLAN DE CIERRE Y RESTAURACIÓN	86
6.1 OBJETIVOS.	86
6.2 ETAPA DE APLICACIÓN.	86
6.2.1 Sostenimiento.	86
6.2.2 Desmonte de infraestructura.	87
6.2.3 Sellamiento de bocaminas.	87

	Pág.
7. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO	88
7.1 INVERSIONES.	88
7.1.1 Inversiones existentes.	88
7.1.2 Inversiones a realizar.	88
7.1.3 Capital de trabajo.	88
7.2 COSTOS DE OPERACIÓN	89
7.2.1 Costos por mano de obra.	90
7.2.2 Costos de suministros, materiales y herramienta.	90
7.2.3 Costos ambientales.	90
7.2.4 Costos por pago de regalías	90
7.2.5 Resumen de costos.	91
7.3 RENTABILIDAD DEL PROYECTO.	91
7.3.1 Margen de utilidades.	91
7.3.2 Evaluación económica.	93
8. CONCLUSIONES	96
RECOMENDACIONES	98
BIBLIOGRAFÍA	99
ANEXOS	102

LISTA DE CUADROS

	Pág.
Cuadro 1. Alinderación del polígono de la concesión.	21
Cuadro 2. Fuentes localizadas en áreas cercanas a la mina de la concesión HKN – 08071.	29
Cuadro 3. Caracterización promedio de los carbones presentes en el contrato único de concesión HKN – 08071.	31
Cuadro 4. Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades.	36
Cuadro 5. Resultado de las propiedades físicas determinadas en el laboratorio.	36
Cuadro 6. Resultados de las relaciones fundamentales de la roca.	37
Cuadro 7. Dimensión de las probetas y resultados de esfuerzo a compresión simple.	37
Cuadro 8. Cálculo del ángulo de reposo para arcillolitas concesión HKN-08071	38
Cuadro 9. Cálculo de tilt test para las arcillolitas de la concesión HKN – 08071	39
Cuadro 10. Clasificación geomecánica csir de macizos de roca fisurados.	41
Cuadro 11. Ajustes en la evaluación por orientación de fisuras.	42
Cuadro 12. Resumen de la valuación para los parámetro de la clasificación csir.	42
Cuadro 13. Estimación del índice gsi en base a la descripción geológica (HOEK Y BROWN, 1997)	43
Cuadro 14. Resumen criterio generalizado de Hoek and Brown validado en el programa roclab.	44

	Pág.
Cuadro 15. Atributos de las cuñas generadas alrededor de la excavación a 10 y 50 metros de profundidad.	46
Cuadro 16. Producción mensual primer año de explotación.	47
Cuadro 17. Metas propuestas en la producción.	47
Cuadro 18. Características generales de los materiales.	48
Cuadro 19. Índices de rendimiento labores de desarrollo.	56
Cuadro 20. Índices de rendimiento en preparación.	57
Cuadro 21. Aspectos relevantes para el cálculo del cable de tracción.	63
Cuadro 22. Factores de flambeo w^a .	72
Cuadro 23. Cálculo de la resistencia de la mina.	77
Cuadro 24. Consumo de materiales en la carrilera.	78
Cuadro 25. Código de señales en minería bajo tierra.	79
Cuadro 26. Personal requerido.	81
Cuadro 27. Contenido de fichas técnicas.	82
Cuadro 28. FICHA NO 1. Alteraciones sobre flora u fauna	83
Cuadro 29. FICHA NO 2. Programa de reforestación.	84
Cuadro 30. FICHA NO 3. Manejo y control de aguas.	84
Cuadro 31. FICHA NO 4. Alteraciones de los suelos.	85
Cuadro 32. Cronograma de actividades del plan de cierre.	87
Cuadro 33. Costos por programas ambientales.	90
Cuadro 34. Resumen total de costos de producción.	92
Cuadro 35. Flujo de caja anual (\$)	94

Cuadro 36. Margen de utilidad.

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Localización contrato de concesión HKN-08071.	24
Figura 2. Columna estratigráfica típica	31
Figura 3. Diagrama de polos.	34
Figura 4. Concentración de las familias de diaclasas.	34
Figura 5. Representación gráfica del plano mayor de la familia de diaclasas.	35
Figura 6. Diagrama de rosetas con dirección más favorable del túnel.	35
Figura 7. Análisis de esfuerzos principales y tensional para aplicaciones generales de la roca.	45
Figura 8. Análisis de esfuerzos principales y tensional para la roca con aplicación en túneles.	45
Figura 9. Identificación de cuñas presentes alrededor de la excavación a 10 metros (izquierda) y 50 metros (derecha) de profundidad.	46
Figura 10. Método de explotación de tajo por testers.	50
Figura 11. Método de explotación por cámaras con ensanche de tambores en sentido del rumbo.	51
Figura 12. Explotación por ensanche de tambores en el rumbo según diseño de explotación propuesto.	58
Figura 13. Localización de la cuneta de conducción de aguas a través de los niveles.	60
Figura 14. Gráfica parámetros cálculo de la bomba.	61
Figura 15. Bóveda de carga de terzaghi.	65
Figura 16. Señalización en la mina.	80

LISTA DE ANEXOS.

Anexo A. Especies presentes en el municipio de Tibaná.

Anexo B. Mamíferos frecuentes de Tibaná.

Anexo C. Aves frecuentes de Tibaná.

Anexo D. Parámetros para la caracterización de las discontinuidades.

Anexo E. Caracterización geomecánica de las discontinuidades encontradas en el macizo rocoso.

Anexo F. Propiedades físicas.

Anexo G. Pautas para selección del sostenimiento de túneles en roca, con base al RMR (según Bieniawski, 1989)

Anexo H. Características cable tipo Fc, XIP 6 * 19 de ½".

Anexo I. Impactos ambientales potenciales sobre componentes y medidas de manejo

Anexo J. Criterios de valoración de impactos

Anexo K. Identificación de impactos potenciales

Anexo L. Identificación de impactos potenciales (valoración)

Anexo M. Importancia del impacto

Anexo N. Inversiones existentes.

Anexo O. Inversiones a realizar.

Anexo P. Amortización del financiamiento.

Anexo Q. Costos de personal administrativo.

Anexo R. Costos de personal empleado para la explotación.

Anexo S. Costos de suministros, materiales y herramienta.

Anexo T. Cálculo del pago de regalías.

Anexo U. Ingresos por ventas.

Anexo V. Determinación del punto de equilibrio.

Anexo W. Planos

Anexo X. DVD

RESUMEN

El presente proyecto minero bajo tierra describe cada una de las fases de desarrollo, preparación y explotación, dentro de parámetros geológicos, estructurales, ambientales y de más normas legales con el fin de realizarlo lo más económicamente rentable para la empresa General de Carbones LTDA.

Como parte preliminar se enunciaran y analizaran las condiciones geológicas, geomecánicas y la cantidad de reservas explotables disponibles, que presenta el área de estudio, las cuales servirán para dictaminar como acceder a la explotación.

Con base a estas condiciones se establecieron las alternativas de los métodos explotación que mejor se adaptaron al yacimiento de carbón térmico, con el fin de cumplir los requerimientos de producción preestablecidos por la empresa.

Una vez finalizada esta fase del proyecto se definieron las vías de desarrollo y preparación incluyendo cada una de las actividades, fuerza normal, turnos, ciclos rendimientos, maquinaria, equipos etc. Necesarios para la puesta en marcha del proyecto.

Por último se determinaron los impactos ambientales que generará la explotación, el plan de cierre y restauración, junto con la evaluación económica y financiera que tendrá el proyecto durante los primeros 5 años de vida útil del yacimiento de carbón térmico perteneciente al contrato único de concesión HKN – 08071.

INTRODUCCIÓN

En jurisdicción de los Municipios de Jenesano y Tibaná departamento de Boyacá, se encuentra la Vereda Supaneca donde GENERAL DE CARBONES LTDA se propone adelantar trabajos mineros dentro del contrato único de concesión HKN - 08071, con consentimiento y aprobación por parte de la Agencia Nacional de Minerales y la Corporación Autónoma de Chivor, para esto se han adelantado una serie de trabajos exploratorios en superficie dando a conocer la estructura del yacimiento carbonífero y de esta manera se programará una explotación minera semimecanizada que sea sostenible tanto en producción como ambientalmente por parte de la empresa GENERAL DE CARBONES LTDA.

Este informe describe los resultados de la exploración geológica obtenidos en el contrato de concesión HKN-08071 el cual se encuentra ubicado en la zona denominada “Formación Guaduas” y clasificada por el Ingeominas, hoy Agencia Nacional de Minerales como “Área Carbonífera de Boyacá 806, Nuevo Colón - Ramiriquí” para el cual se han otorgado 696,5313 Hectáreas y cuyo estudio está orientado a determinar la ocurrencia de mantos de carbón.

OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL

Elaborar el planeamiento minero para el contrato de concesión HKN - 08071, mina la Esmeralda ubicado en los Municipios de Jenesano y Tibaná departamento de Boyacá.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Identificar y realizar la evaluación geológica del área de estudio, para establecer la geometría del yacimiento y de esta manera evaluar las características y reservas de los mantos presentes.

Establecer alternativas técnicas para la selección del método de explotación conforme a las características geológicas - geométricas del yacimiento mineral que permitan la explotación racional, técnica y económica de este.

Plantear las labores de desarrollo, preparación y explotación adecuadas correspondientes al método de explotación aplicado.

Elaborar el plan de cierre y restauración de la mina tendiente a minimizar los efectos adversos dejados por la actividad minera.

Elaborar el análisis económico y la evaluación financiera del proyecto para así estimar si este es viable para la empresa.

1. GENERALIDADES

1.1 LOCALIZACIÓN

El área otorgada se encuentra ubicada en la zona denominada “**Formación Guaduas**” y clasificada por la Agencia Nacional de Minerales como “Área Carbonífera de Boyacá 806 Nuevo Colón – Ramiriquí” en dirección NE¹, (ver figura 1).

El área del contrato único de concesión HKN-08071 es de 696 hectáreas y 5.313 metros cuadrados. Dentro de la cartografía del Instituto Geográfico Agustín Codazzi -IGAC-, la zona está incluida en las planchas topográficas 191-3-C-III y 191-3-C-IV, (ver cuadro 1).

Cuadro 1. Alinderación del polígono de la concesión.

PUNTO	COORDENADA NORTE	COORDENADA ESTE
1	1'081.000	1'073.000
2	1'081.000	1'076.000
3	1'081.248	1'076.000
4	1'081.289	1'075.887
5	1'081.429	1'076.000
6	1'084.000	1'076.000
7	1'084.000	1'073.000
8	1'082.877	1'073.000
9	1'083.823	1'073.952
10	1'082.750	1'075.000
11	1'082.452	1'074.700
12	1'082.300	1'074.700
13	1'082.300	1'074.547
14	1'081.804	1'074.048
15	1'082.877	1'073.000

Fuente. Contrato de concesión HKN – 08071

1.2 VÍAS DE ACCESO

El proyecto se encuentra localizado a 15 kilómetros de la cabecera municipal de Jenesano y a 10 kilómetros de la cabecera de Tibaná. Desde la carretera nacional Bogotá D.C–Tunja, se tiene acceso al proyecto tomando una desviación al SW en

¹ RENZONI, G. CABALLOS. Catálogo de las unidades litoestratigráficas de Colombia. Ingeominas. Bogotá, 1994.

el sitio conocido como Tierra Negra localizado 23 kilómetros de la ciudad de Tunja. Desde allí se toma una vía secundaria pavimentada que conduce hacia los municipios de Jenesano y Tibaná, y a los 4,4 kilómetros se toma la vía destapada que conduce hasta el área del proyecto.

También es posible acceder a la zona objeto de estudio por la vía que conduce de Tunja a la población de Tibaná y justo antes de llegar a la Quebrada La Sucia que se encuentra cerca a la población se toma un desvío a mano derecha por un carreteable que conduce a la mina.

1.3 SITUACIÓN JURÍDICA DEL YACIMIENTO

El 15 de Enero de 2008 el INGEOMINAS a través del Grupo de Trabajo Regional Nobsa suscribió con **ÁLVARO PIÑEROS TORRES** el Contrato de Concesión para la exploración y explotación técnica de un yacimiento de **CARBÓN Y DEMÁS CONCESIBLES**.

El termino de duración del contrato será de 30 años, tiempo que empezó a contar desde el 07 de Febrero de 2.008, fecha en la cual se hizo la inscripción del Contrato de Concesión en el Registro Minero Nacional.

Posteriormente el INGEOMINAS Grupo de Trabajo Regional Nobsa, mediante Resolución GTRN – 027 del 15 de Enero de 2.010, aprueba el Programa de Trabajos y Obras PTO de un sector del área para mineral de CARBÓN por consiguiente esta área pasó a etapa de explotación; el área restante concedida en el contrato de concesión quedó en exploración adicional. En la actualidad no se está realizando explotación ya que CORPOCHIVOR quien es la autoridad ambiental competente, después de haber concedido la Licencia Ambiental decreto una suspensión y una adición de información al Plan de Manejo Ambiental, la cual fue presentada oportunamente pero por razones aún sin explicación y a pesar de continuas comunicaciones con la entidad no se ha resuelto la situación perjudicando notablemente el proyecto minero de explotación amparado con el título minero HKN – 08071².

1.4 RASGOS FISIOGRAFICOS

1.4.1 Clima. El municipio de Tibaná presenta elevaciones entre los 1.900 y 2.900 m.s.n.m. lo que influye en la existencia de dos tipos de clima a saber: un clima frío Seco y Frío húmedo.

² General de Carbones LTDA. PTO Área de Exploración Adicional Contrato de Concesión HKN – 08071. Sogamoso. [s.n.], 2014.

1.4.2 Temperatura. Según los registros del IDEAM, los valores medios mensuales de temperatura son de 14,6°C., de las estaciones climatológicas se tomaron los valores de temperatura y de las estaciones pluviométricas los datos para efectuar la correlación del gradiente de temperatura (el cual disminuye 0,6°C cada 100 m. de altura que se asciende y aumenta 1°C cada 168,5 m que se descende).

1.4.3 Precipitaciones. La distribución espacial de las lluvias es de forma bimodal de abundantes precipitaciones entre los meses de mayo y agosto con un máximo centrado en el mes de julio y un periodo seco a finales y a comienzos de año. El valor medio anual de precipitación en el municipio de Tibaná es de 933 mm.

1.4.4 Humedad relativa. El valor medio para la zona de estudio entregado por el IDEAM se mantiene por encima del 75%, registrándose los valores más bajos en los meses de Enero – Febrero y los más altos entre Junio y Julio.

1.4.5 Topografía. En Tibaná se observan elevaciones que van desde los 1.900 m.s.n.m. hasta los 2.900 m.s.n.m.

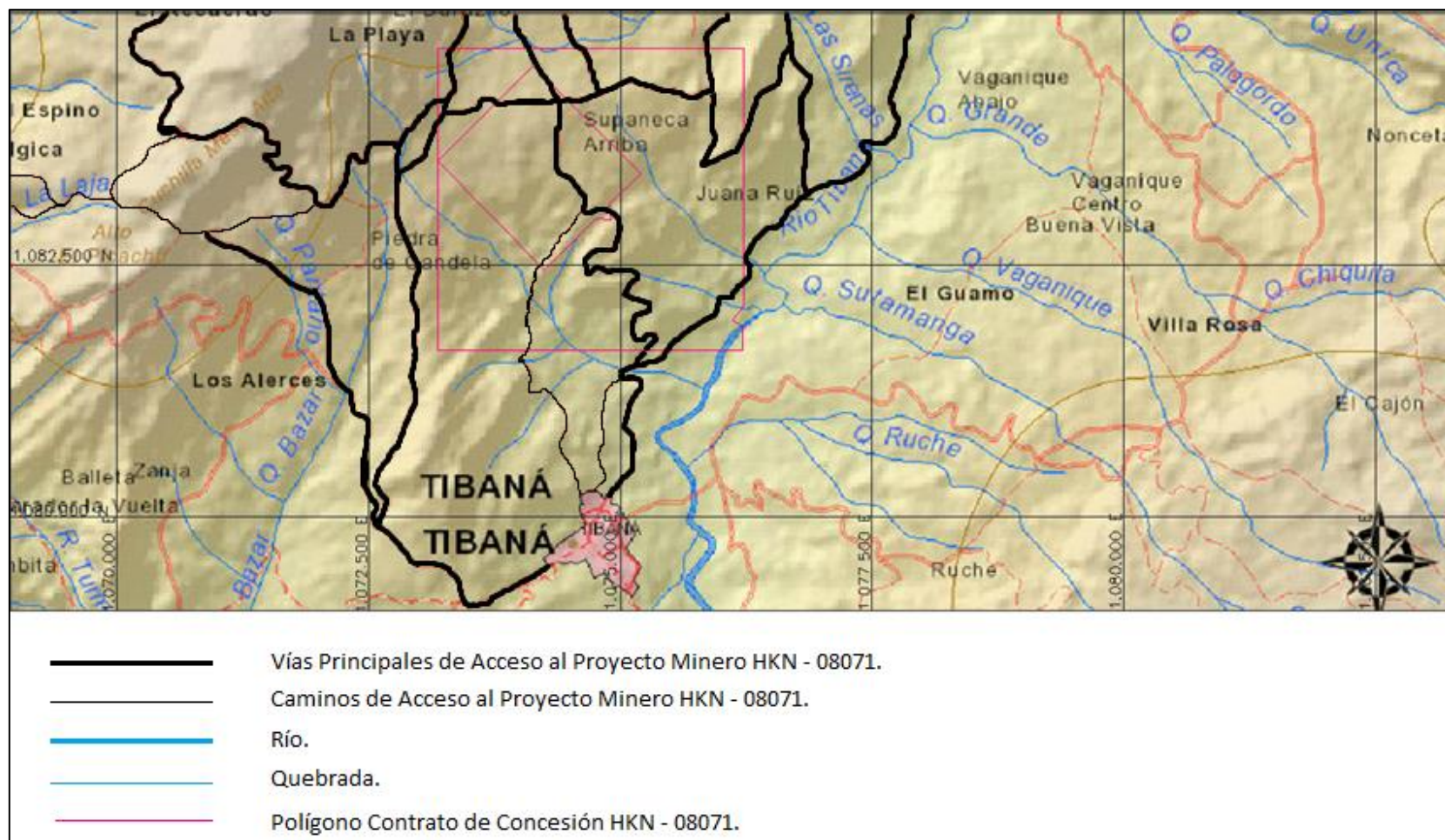
1.4.6 Vegetación. Para el análisis de la cobertura vegetal es importante tener en cuenta el concepto de zonas de vida o clasificación bioclimática de Holdridge-1.977, que tipifica asociaciones o tipos de vegetación, bajo cada característica de bioclima especial, es decir que se utiliza la unidad bioclimática o ecosistema claramente definido por determinados ambientes o condiciones de biotemperatura, precipitación y humedad (ver anexo A). En el área de estudio se encuentra presente el siguiente bioclima:

Bosque húmedo montano bajo (bh-MB). Las laderas de las montañas se ven expuestas a las masas de aire húmedo. Aún quedan bosques naturales en las zonas que están en proceso de desaparición para ser transformadas en áreas agropecuarias.

Se presenta en las veredas Supaneca Arriba, Supaneca Abajo, Piedras de Candela, Mombita, Bayeta, Zanja, Batán, Gambita, Sitantá y Carare. Es la Zona de vida predominante en el municipio y tiene un área de 8.363,65 hectáreas.

1.4.7 Fauna. El recurso faunístico se ha disminuido sustancialmente con la ampliación de la frontera agrícola y el uso inadecuado de los agroquímicos en la producción de papa, sin duda alguna parte de la fauna desaparecida estaba conformada por especies migratorias que perdieron su microhábitat de reproducción y habitación temporal (ver anexos B y C).

Figura 1. Localización contrato de concesión HKN-08071.



Fuente. Instituto Geográfico Agustín Codazzi (IGAC).

2. GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA GENERAL

En el municipio de Tibaná afloran rocas sedimentarias pertenecientes a depósitos marinos con influencias deltaicas y ambientes transicionales (Formaciones Plaeners (Kg2), Labor y Tierna (Kg1) y Conejo (Kscn)), posteriormente los materiales provenientes de la erosión de la cordillera se acumulan dando origen a los depósitos cuaternarios (ver anexo W. Plano 1).

2.1.1 Estratigrafía. La Formación Plaeners (Kg2) está constituida por dos niveles litológicos con las siguientes características:

Miembro Plaeners. Constituido principalmente por una alternancia de limolitas silíceas, lutitas y areniscas de grano fino, estratificada en bancos de pocos centímetros a 5 m de espesor.

Miembro Plaeners Superior. Compuesto de lutitas, limolitas, arcillas y areniscas cuarzosas, de grano fino con un espesor que varía entre 5 y 4,4 m.

La Formación Labor y Tierna (Kg1) está constituida por:

Miembro Arenisca de Labor. Constituido por areniscas cuarzosas, grises claras a blanco amarillentas, de grano fino, compactas, estratificación delgada a gruesa, con intercalaciones delgadas de lutitas y limolitas silíceas, con un espesor que varía de 100 a 105 m.

Depósitos Coluviales (Qc). Son depósitos de vertientes resultantes de la acción de procesos de denudación de las laderas, (remoción en masa y erosión) cuyos agentes geodinámicos principales son de orden hidro-gravitacional fluvio-glaciario.

2.1.2 Geología estructural. Las rocas de la zona de estudio fueron afectadas tectónicamente durante la orogenia andina de la Cordillera Oriental y se encuentran haciendo parte del Sinclinorio de la Sabana de Bogotá.

El área se encuentra afectada por el Anticlinal de las Pavas, el cual se localiza al oeste de Tibaná, desde la vereda Mómbita hasta la vereda Supaneca en una dirección NE–SW.

El área se encuentra afectada por el Anticlinal de las Pavas, el cual se localiza al oeste de Tibaná, desde la vereda Mómbita hasta la vereda Supaneca en una dirección NE-SW. Las fallas de Aguas calientes, Nuevo Colón y las Circas se encuentran afectándolo y producen pequeños desplazamientos de su eje. El anticlinal presenta su flanco Este invertido desde la falla de aguas calientes hasta la vereda Supaneca por efecto de esfuerzos compresionales de la falla de Supaneca.

Las fallas que afectan la zona son:

Falla Supaneca. Se extiende desde la Falla de Aguas calientes en la vereda la Zanja, hasta la vereda Supaneca. Afecta rocas de las formaciones Labor y Tierna, además produce la inversión del flanco Este del Anticlinal de las Pavas.

Falla Circas. Tiene una dirección E-W y buza hacia el norte, desplaza los ejes del Anticlinal de las Pavas, Sinclinal de Fome y Falla de Supaneca, afecta la formación Labor y Tierna.

Falla de Aguas calientes. Se extiende desde la vereda la Zanja hasta el alto de Tibaná en donde choca contra la falla de Tibaná, afecta las rocas de las formaciones Labor y tierna, Plaeners. Desplaza los ejes del Anticlinal de las Pavas, tiene una dirección aproximada de N 50°W.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL

La concesión se ubica dentro del flanco oriental del Anticlinal Las Pavas, formando parte del área carbonífera 806 (Nuevo Colón – Ramiriquí). En este sector los mantos de carbón se ubican dentro de la Formación Guaduas.

Esta área pertenece al labio cabalgante de la Falla Soapaga³ que prosigue hacia el suroeste como Falla de Tibaná⁴. En el flanco oriental del anticlinal de las pavas, la Formación Guaduas va desde Nuevo Colón hasta Los Tobos por 6 km; y en el oriental desde Los Tobos hasta el suroeste de Tibaná sobre una distancia de 10 km.

2.2.1 Estratigrafía. Para los objetivos del estudio sólo se mencionaran los aspectos más relevantes de la estratigrafía y la geología estructural del área mostrada en el Plano Geológico.

En el área afloran secuencias sedimentarias del Cretácico y Terciario hasta el reciente. Para el Cretácico corresponden las del Grupo Guadalupe, representado por las Formaciones Dura, Plaeners y Labor-Tierna, con un espesor promedio

³ RENZONI, G. ROSAS, H. & ETAYO, F. Mapa geológico de la plancha 191 Tunja. Ingeominas. Bogotá, 1983.

⁴ ULLOA et al. Mapa geológico de Colombia, plancha 191 Tunja. Ingeominas. Bogotá, 1975,

que puede alcanzar unos 550 m. La Formación Guaduas, presenta los mayores espesores en el eje de la estructura sinclinal con aproximadamente 300 m.

Las rocas del Terciario, están representadas por la Formación Bogotá la cual conforma secuencias sedimentarias Sub-horizontales de poco espesor, estos están localizados en el borde occidental y noroccidental del área de estudio.

Los depósitos recientes afloran al sureste del área y lo conforman sedimentos de taludes del Grupo Guadalupe (Ksg).

El Grupo Guadalupe en la zona aflora con las siguientes características:

Formación Arenisca Dura: Es la unidad litoestratigráfica inferior del Grupo Guadalupe, consta de cuarzo-arenitas de grano fino, en capas que varían entre muy delgadas y muy gruesas, lenticular a plano paralelas.

Formación Plaeners (Kg2): La conforma una secuencia donde alternan paquetes de capas medias de arenitas de grano fino interestratificadas con limolitas silíceas (porcelanitas) y liditas, que van desde capas muy delgadas a capas delgadas, separadas por láminas delgadas de lodolitas.

Su morfología suave contrasta con la Formación Arenisca Dura y la Formación Arenisca Labor – Tierna. La geometría es tabular. El contacto con la formación Arenisca Dura en la base es neto concordante.

Formación Arenisca Labor – Tierna (Kg1): La parte superior de la secuencia está constituida por una sucesión de capas delgadas a muy gruesas de arenita con estratificación cruzada planar y en artesa, de grano medio a muy grueso con algunos niveles conglomeráticos, separadas por láminas gruesas de lodolitas. En algunos lugares son muy deleznales.

Se encuentran esporádicos foraminíferos, moldes de bivalvos, restos de peces, pellets fosfáticos en la base y muy baja concentración de materia orgánica. Presentan megaóndulas asimétricas.

Su contacto en la base con la Formación Plaeners y en el techo con la Formación Guaduas es neto concordante.

La Formación Guaduas (KTg): Hettner, A., (1.892) denominó Guaduas a todos los materiales que en la región de Bogotá se encuentran por encima de la Formación Guadalupe. Posteriormente Hubach (1.932) restringe el sentido del término, limitándolo en su parte superior por la Arenisca del Cacho y en la parte inferior por la primera arenisca del Grupo Guadalupe.

En el área de los trabajos se define como un conjunto de estratos que contienen mantos de carbón⁵. Se divide en cinco niveles⁶. Nivel Ktg-1, sucesión de arcillolitas con limolitas grises, caracterizado por no presentar mantos de carbón. Nivel Ktg-2, capas interestratificadas de arenisca de grano fino y arcillolitas negras, caracterizada por presentar los primeros mantos de carbón. Nivel Ktg-3, secuencia de arcillolitas con intercalaciones de lutitas negras carbonosas donde se ubica el mayor número de mantos de carbón. Nivel Ktg-4, areniscas de grano medio a fino con intercalaciones de arcillolitas gris pardo y mantos de carbón de poco espesor. Nivel Ktg-5, conjunto de arcillolitas abigarradas caracterizados por no presentar mantos de carbón.

Según Julivert la Formación Bogotá (Tb), puede ser dividida en dos partes: una inferior constituida por una sucesión alternante de arenitas subfeldespáticas a sublitoarenitas de grano media a fino, color gris verdoso a gris azulado y hacia la base gris marrón. Ocurren lodolitas y arcillolitas interestratificadas, color gris verdoso, con moteado gris claro y en menor proporción gris rojizo.

La parte superior la conforma una sucesión alternante de arcillolitas y limolitas abigarradas, intercaladas con esporádicas capas de cuarzoarenitas de grano medio a grueso, en capas muy gruesas.

Los Depósitos Recientes (Qta) se encuentran cubriendo una gran parte del área, están constituidos por acumulaciones de materiales de composición heterogénea y materiales erosionados provenientes de las formaciones presentes.

2.2.2 Geomorfología. Se entiende como geomorfología el análisis o estudio de las formas del relieve, los procesos que condujeron a su formación y su interrelación con su entorno paisajístico. Las geoformas y procesos involucrados para el Municipio, se pueden distinguir claramente 3 unidades geomorfológicas, diferenciadas por su relieve y procesos geodinámicos, las cuales son:

Lomas bajas. Lomas disectadas y erosionadas producto de la acción de agentes denudativos, se reconocen por ser geoformas que no superan los 300 m de diferencia de altura entre la parte más baja y su cima y que generalmente siempre tiene una forma redondeada.

Contrapendiente estructural. Son geoformas empinadas localizadas en dirección opuesta al acimut del buzamiento de las capas, casi siempre están asociadas a las laderas estructurales, compuestas principalmente por materiales de las formaciones Conejo y Plaeners, constituidos por arcillolitas intercaladas con areniscas y Cherts con niveles arcillosos respectivamente.

⁵ ALVARADO y SARMIENTO. Estratigrafía de la formación Guaduas. Ingeominas. Bogotá, 1944

⁶ NIGRINIS et. al., Cuenca carbonífera Checua – Lenguezaque. Informe 1671. Ingeominas. Bogotá, 1975

Deposito aluvial. Geoformas originadas por la depositación de sedimentos durante la migración fluvial. Incluye diferentes niveles de terrazas, en general son materiales no consolidados y poco cohesivos.

2.2.3 Geología Estructural. El área de estudio se encuentra ubicada en la región central de la Cordillera Oriental, sector tectónicamente complejo que se caracteriza por la presencia de sinclinales asimétricos amplios y extensos, en contraste con anticlinales pequeños apretados.

Los ángulos de buzamiento varían entre 30° y 45° con estructuras anticlinales y sinclinales, siendo el más importante la estructura regional conocida como Anticlinal Las Pavas, en cuyo flanco Oriental se ubica el área, pudiendo identificarse además, por los resultados de los trabajos realizados una estructura sinclinal al sureste donde yace la Formación Bogotá.

2.2.4 Hidrogeología. Se conoce la existencia de un mapa hidrogeológico sin escala de CORPOCHIVOR del año 2.004 publicado en su página web, de donde se aprecia la existencia de acuíferos relacionados con las rocas del Grupo Guadalupe, que afloran sólo al NW de la concesión minera y subyacen secuencias de la Formación Guaduas en la mayor parte de la misma.

Con el propósito de conocer y precisar la información que presenta CORPOCHIVOR, se realizó un estudio hidrogeológico complementándose con la geoelectrica para determinar la profundidad de las rocas colectoras en el área de trabajo.

El estudio dio como resultado la evidencia de que al norte del área en concesión existen algunos nacimientos de agua localizados, (ver cuadro 2); estos ocurren como consecuencia de la existencia de secuencias de rocas colectoras intercaladas en secuencias de lodolitas de la Formación Guaduas, lo que por sus características no tiene alto potencial como acuíferos y aparecen fundamentalmente en la parte superior con buzamiento al SE⁷.

2.3 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

2.3.1 Características geológicas. En el área afloran secuencias sedimentarias del Cretácico, Terciario y del Plioceno – Pleistoceno, hasta el reciente. Para el Cretácico corresponden las del Grupo Guadalupe, representado por las Formaciones Labor-Tierna, con un espesor promedio que puede alcanzar unos 150 m.

⁷ GILARD GONZÁLEZ, Rodolfo. Exploración geólogo – geofísica de carbón concesión HKN – 08071, municipio de Tibaná, Departamento de Boyacá. [s.l.]. [s.n.]. Enero de 2.012. 34 p.

Las rocas del terciario, están representadas por la Formación Guaduas, los mayores espesores se localizan en el eje de la estructura sinclinal con aproximadamente 300 m.

Los afloramientos de la Formación Bogotá conforman secuencias sedimentarias subhorizontales de poco espesor, localizados en el borde occidental y noroccidental del área de estudio.

El yacimiento en el área está compuesto por tres mantos de carbón explotables, con algunas intercalaciones de arcillolitas y areniscas. Los respaldos superiores e inferiores los componen arcillolitas grises oscuras compactas de estratificación plano paralelas presentando buen auto soporte, con espesores superiores a los 10 metros.

Cuadro 2. Fuentes de agua localizadas en áreas cercanas al contrato de la concesión HKN – 08071.








N°	Titular del Predio	Coordenadas		Uso
		Norte	Este	
1	Gloria E. Reyes	1'082.848	1'074.825	Abrevadero y consumo humano
2	Gloria E. Reyes	1'082.833	1'074.683	Consumo Humano
3	Gloria E. Reyes	1'082.892	1'074.625	Consumo Humano
4	Herederos de T. Caballero	1'082.805	1'074.523	Consumo Humano
5	José Manuel Castiblanco			Abrevadero y consumo humano
6	Campo Elías Díaz Sosa	1'082.756	1'074.757	Abrevadero
7	José Adán Arias	1'082.753	1'074.883	Consumo Humano
8	José Adán Arias	1'082.752	1'074.880	Consumo Humano
9	José Adán Arias	1'082.779	1'074.930	Consumo Humano

Fuente: Estudio hidrogeológico y geoeléctrico contrato único de concesión HKN – 08071.

2.3.2 Calidad y análisis de los carbones. El yacimiento en el área está compuesto por tres mantos de carbón explotables, con espesores entre 2,2 m y 1,70 metros y con algunas intercalaciones de arcillolitas y areniscas. Los respaldos superiores e inferiores los componen arcillolitas grises oscuras compactas de estratificación plano paralelas presentando buen auto soporte, con espesores superiores a los 10 metros.

Los mantos de acuerdo a sus calidades son explotables, considerándose como carbones bituminosos altos en volátiles

Figura 2. Columna estratigráfica típica

ERA	SISTEMA	FORMACIÓN	ESPESOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	TERCIARIO	GUADUAS	5,0		ARCILLOLITAS GRISES
			1,6		MANTO UNO
			10		ARCILLOLITAS GRISES
			0,6		MANTO DOS
			10		ARCILLOLITAS GRISES
			1,7		MANTO TRES
			10		ARCILLOLITAS GRISES

Fuente: Datos del estudio.

Los mantos de carbón en el área del proyecto están conformados por carbón de tipo térmico con bajos contenidos de azufre y cenizas, (ver cuadro 3).

Cuadro 3. Caracterización promedio de los carbones presentes en el contrato único de concesión HKN – 08071.

PARÁMETRO	Humedad Residual (%)	Cenizas (%)	Materia volátil (%)	Azufre	Poder calorífico (BTU / Lb)
VALOR PROMEDIO	2.03	4.22	42.56	0.6	13950

Fuente: Servicio Geológico Colombiano.

2.3.3 Cálculo de reservas. Las reservas de carbón son aquella parte de los recursos de carbón para los cuales existe un manifiesto interés económico; los diferentes estudios técnicos y económicos colocan los recursos en diferentes categorías de reservas, definidas según el grado de seguridad técnico – económica y el grado de certeza geológica (Reservas Medidas - RM; Reservas Indicadas - RI y Reservas Inferidas -Rinf).

De este modo basado en el conocimiento de la geología regional existente hasta el presente y trabajos geológicos – geofísicos realizados, se ha identificado el área del actual proyecto como zona de fuerte potencial minero para carbón, pudiendo estimarse el potencial existente a partir de la información de afloramientos y los resultados de la geoeléctrica, que contribuyeron al seguimiento y al comportamiento en toda el área de al menos tres mantos.

Teniendo en cuenta lo anterior y siguiendo los conceptos de las Naciones Unidas y el Sistema de Clasificación de recursos y Reservas de carbón⁸, aprobado por el Ingeominas (hoy agencia Nacional de Minerales), los recursos medidos serian de 11'492.503 t, considerando una extensión de 348 Ha, y un espesor de aproximadamente de 2,2 metros en dos mantos y los indicados de 8'880.570 t, considerando 1,7 metros de espesor de un tercer manto más profundo, lo que representa un potencial total de **20'373.073 t**.

Para efectuar el cálculo se utilizó la siguiente fórmula:

$$t = \frac{(a * e * d)}{\cos \emptyset}$$

Dónde:

a = Área.

e = Promedio ponderado del espesor del manto.

d = Densidad del carbón.

\emptyset = Inclinación del manto.

t = Toneladas.

⁸ RENZONI y REYES. Sistemas de clasificación de recursos y reservas de carbón. Ecocarbón. Bogotá, 1.995. 26 p.

3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL YACIMIENTO

En el desarrollo de un proyecto minero se hace imperativo la identificación y conocimiento de aspectos generales tales como topografía, geología y geotecnia de la zona, para que con base en estas ciencias sea posible la clasificación y valoración del macizo rocoso, determinando de este modo la calidad y comportamiento de la roca, así como también las propiedades físicas y mecánicas con las que cuenta y con esta información lograr determinar y/o seleccionar procesos tan valiosos para el desarrollo minero como es el método de explotación, el tipo de sostenimiento de las labores mineras y los diferentes servicios a la mina.

3.1 CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES

Las discontinuidades⁹ condicionan de una manera definitiva las propiedades y el comportamiento resistente, deformacional e hidráulico de los macizos rocosos. La resistencia al corte de las discontinuidades es el aspecto más importante en la determinación de la resistencia de los macizos rocosos duros fracturados, y para su estimación es necesario definir las características y propiedades de los planos de discontinuidad (ver anexo D y E).

3.2 ANÁLISIS DE LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES

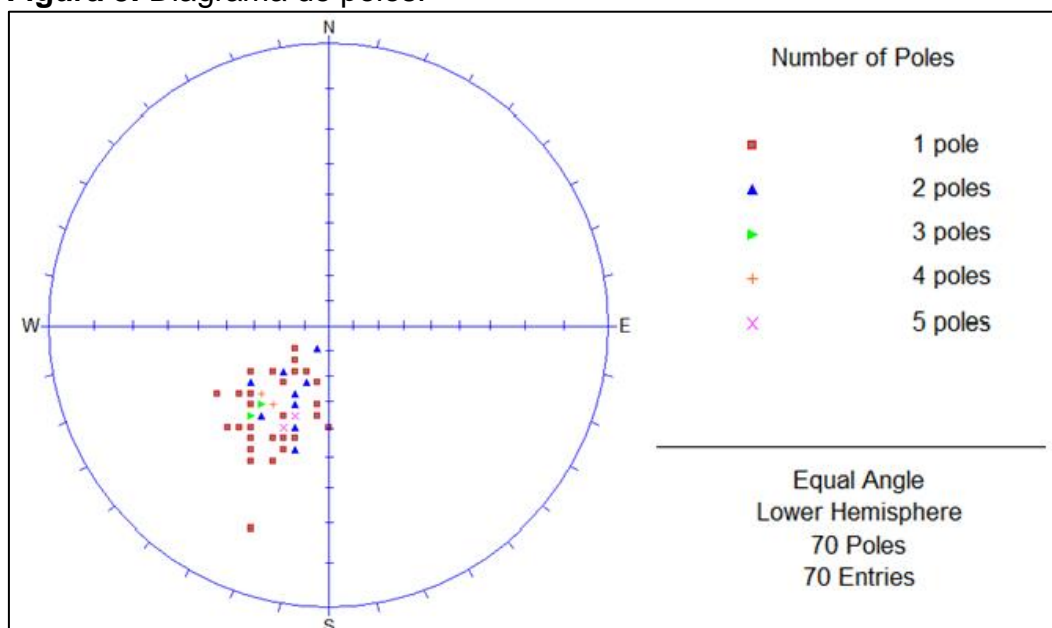
Los datos tomados en campo son analizados y representados gráficamente en el Software Dips, el cual permite identificar de forma detallada la concentración de polos de acuerdo a las características de las discontinuidades y evidenciar una orientación predominante, (ver figura 3); visualizar la concentración de las discontinuidades y su agrupación en familias de diaclasas, (ver figura 4); identificar la dirección resultante de las familias de discontinuidades, (ver figura 5); también permite realizar el trazado del eje del túnel minero de tal manera que se garantice una mayor estabilidad de la excavación, (ver figura 6).

De acuerdo al número de familias de discontinuidades es posible clasificar el macizo rocoso, variando entre macizos rocosos masivos o con una única familia de discontinuidades y macizos con cuatro o más familias de discontinuidades.

Dado que el macizo rocoso objeto del presente estudio presenta una única familia de discontinuidades se clasifica como un **Macizo Rcoso Tipo II**, (ver cuadro 4).

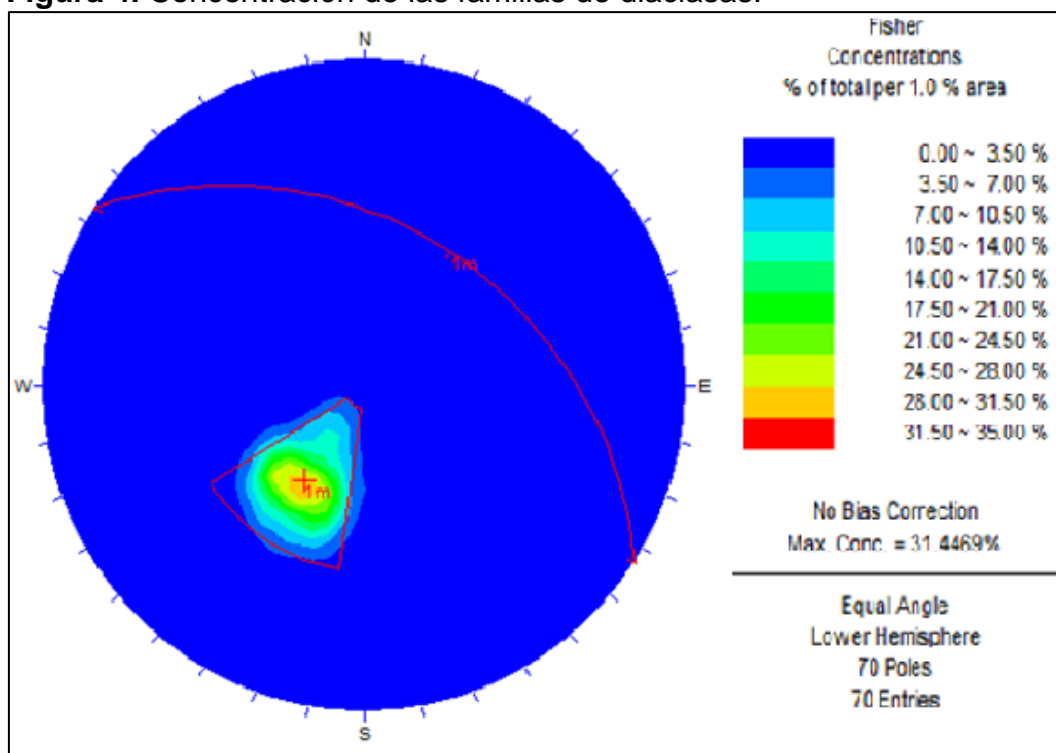
⁹ GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I; FERRER, Mercedes; ORTUÑO, Luis y OTEO, Carlos. Ingeniería geológica. Descripción de Macizos Rcosos. Pearson Prentice Hall. España, [s.f.]. 744 p.

Figura 3. Diagrama de polos.



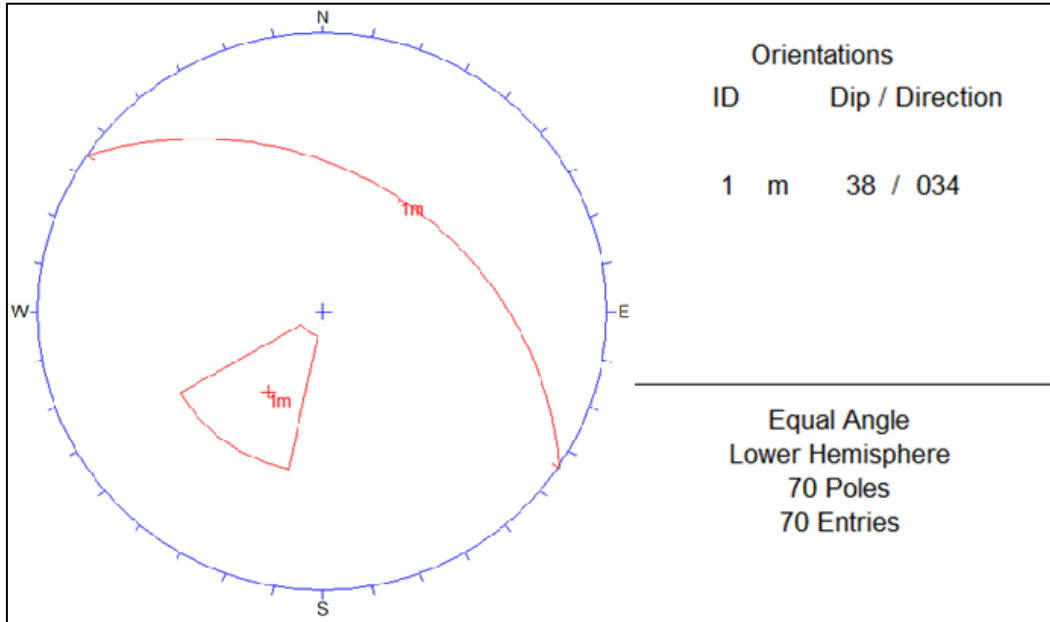
Fuente: Validación de Datos en Programa Dips.

Figura 4. Concentración de las familias de diaclasas.



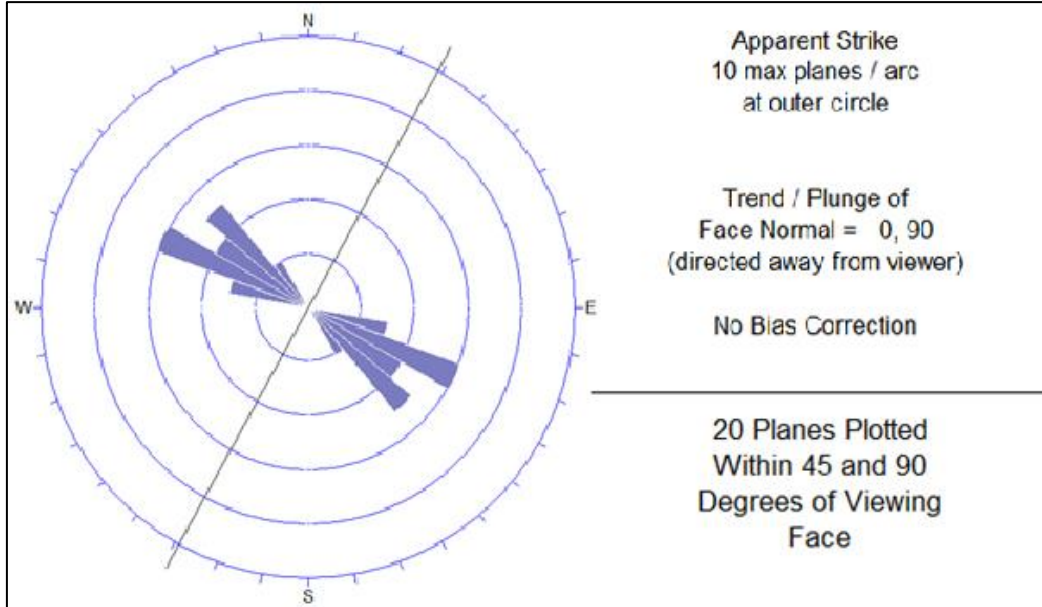
Fuente: Validación de Datos en Programa Dips.

Figura 5. Representación gráfica del plano mayor de la familia de diaclasas.



Fuente: Validación de Datos en Programa Dips.

Figura 6. Diagrama de rosetas con dirección más favorable del túnel.



Fuente: Validación de Datos en Programa Dips.

Cuadro 4. Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades.

Tipo de Macizo Rocoso	Número de Familias
I	Masivo, discontinuidades ocasionales.
II	Una familia de discontinuidades.
III	Una familia de discontinuidades, más otras ocasionales.
IV	Dos familias de discontinuidades.
V	Dos familias de discontinuidades más otras ocasionales.
VI	Tres familias de discontinuidades.
VII	Tres familias de discontinuidades más otras ocasionales.
VIII	Cuatro familias de discontinuidades.
IX	Brechificado.

Fuente: GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I; Ingeniería geológica, Parámetros del Macizo Rocoso. Pearson Prentice Hall. Madrid, 2002, cuadro 4-10, p. 256.

3.3 PROPIEDADES FÍSICAS

Las propiedades físicas de las rocas son producto de su historia geológica, proceso de formación y composición mineralógica, (ver cuadro 5). Estas propiedades se determinan por medio de ensayos de laboratorio (ver anexo F).

Una vez obtenidos los resultados de los laboratorios practicados a las muestras extraídas, se procederá a calcular las relaciones fundamentales de la roca, tales como: relación de vacíos (e), porosidad (n), saturación (S), peso unitario (γ), humedad (w), (ver cuadro 6).

Cuadro 5. Resultado de las propiedades físicas determinadas en el laboratorio.

Descripción	Muestra	P_w (g/cm ³)	M (g)	Md (g)	Msat (g)	V (cm ³)	P (g/cm ³)	pd (g/cm ³)	psat (g/cm ³)
ARCILLOLITA	1	1	122,9	121,0	124,9	41	3,00	2,95	3,05
ARCILLOLITA	2	1	51,9	51,1	52,4	15	3,46	3,41	3,49
ARCILLOLITA	3	1	99,8	98,9	100,6	30	3,33	3,30	3,35
ARCILLOLITA	4	1	76,3	75,0	78,1	25	3,05	3,00	3,12
ARCILLOLITA	5	1	84,9	84,1	85,6	29	2,93	2,90	2,95
ARCILLOLITA	6	1	69,1	68,2	69,4	19	3,64	3,59	3,65
ARCILLOLITA	7	1	28,7	27,4	28,8	10	2,87	2,74	2,88
PROMEDIO			76,23	75,10	77,11	24,14	3,18	3,13	3,21

P_w = Densidad del agua
M = Peso natural de la muestra
Md = Peso seco de la muestra
$Msat$ = Peso saturado de la muestra
V = Volumen de la muestra
ρ = Densidad total de la muestra
ρd = Densidad seca de la muestra
ρsat = Densidad saturada de la muestra

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 6. Resultados de las relaciones fundamentales de la roca.

Descripción	N°	w %	S %	n %	e	γ (KN/m ³)	γ_d (KN/m ³)	γ_{sat} (KN/m ³)
ARCILLOLITA	1	1,57	48,72	9,51	0,05	29,56	29,10	30,04
	2	1,57	61,54	8,67	0,06	34,12	33,59	34,44
	3	0,91	52,94	5,67	0,03	32,80	32,51	33,06
	4	1,73	41,94	12,40	0,06	30,09	29,58	30,80
	5	0,95	53,33	5,17	0,03	28,87	28,59	29,10
	6	1,32	75,00	6,32	0,05	35,86	35,39	36,01
	7	4,74	92,86	14,00	0,15	28,30	27,02	28,40
	PROMEDIO	1,83	60,90	8,82	0,06	31,37	30,83	31,69

w %	Porcentaje de humedad
S %	Porcentaje de saturación
n %	Porosidad
e	Relación de vacíos
γ (KN/m³)	Densidad total
γ_d (KN/m³)	Densidad seca
γ_{sat} (KN/m³)	Densidad saturada

Fuente: Resultado del estudio.

3.4 PROPIEDADES MECÁNICAS

3.4.1 Resistencia a la compresión simple. También llamada resistencia uniáxial, es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniáxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio¹⁰. Para este ensayo se extrajo un bloque representativo del macizo rocoso y posteriormente fueron obtenidas y falladas tres probetas, (ver cuadro 7).

Para el desarrollo del estudio se promediaron los resultados de los ensayos realizados a las probetas, el cual arrojó el siguiente resultado:

$\sigma_{ci} = 26,6 \text{ MPa}$.

Cuadro 7. Dimensión de las probetas y resultados de esfuerzo a compresión simple.

MUESTRA	ALTURA (cm)	DIÁMETRO (cm)	ÁREA (cm ²)	VOLUMEN (cm ³)	ESFUERZO DE COMPRESIÓN (MPa)
1	9,8	5,06	20,108	197,068	26,5
2	10,1	5,03	19,871	206,609	24,9
3	9,7	5	19,634	197,459	28,4

Fuente: Resultado del estudio.

¹⁰ Ibíd., p 130.

3.4.2 Resistencia a la tensión. La resistencia a la tensión o resistencia a la tracción es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción.

El valor de la resistencia a la tensión equivale al 10 % de la resistencia a la compresión, para el presente estudio este valor corresponde a:

$$\sigma_t = 2,66 \text{ MPa.}$$

3.4.3 Resistencia a la flexión. Se denomina flexión al tipo de deformación que presenta un elemento estructural alargado en una dirección perpendicular a su eje longitudinal.

La resistencia a la flexión corresponde al 7% de la resistencia a la compresión, para este caso será de:


$$\sigma_f = 1,862 \text{ MPa.}$$

3.4.4 Ángulo de reposo. Se denomina ángulo de reposo de un montículo de granel sólido al ángulo formado entre el copete y la horizontal de la base, cuando el material se estabiliza por sí mismo. Al acumular granel sólido sobre un plano, éste queda apilado en forma de cono. El ángulo formado entre la generatriz del cono y su base se denomina ángulo de reposo. El ángulo de reposo determina el talud natural del terreno.

El ángulo de reposo se calcula mediante el uso de la siguiente fórmula:

$$\tan \theta = \frac{y}{x}$$




Cuadro 8. Cálculo del ángulo de reposo para arcillolitas concesión HKN-08071.

Descripción	Muestra	Tamiz #	X (cm)	Y (cm)	$\frac{Y (cm)}{X (cm)}$	Angulo de Reposo
ARCILLOLITA 	M01	4	8,5	4,2	0,494117647	34°
		10	5,5	2,3	0,418181818	32°
		20	4,6	2,7	0,586956522	36°
		40	5,2	2,9	0,557692308	38°
		60	3,3	2,1	0,636363636	30°
		100	3,9	2,8	0,717948718	38°
		200	5,4	3,8	0,703703704	36°
		Fondo	4,21	6,04	1,434679335	34°
					PROMEDIO	35°

Fuente: Resultado del estudio.

3.4.5 Tilt test. El tilt test es el ángulo alcanzado en la inclinación de los fragmentos se considerará como el ángulo de rozamiento de pico, (ver cuadro 9).

Cuadro 9. Cálculo de Tilt Test para las arcillolitas de la concesión HKN – 08071.

DESCRIPCIÓN	MUESTRA	ÁNGULO (°)
<p>Arcillolita</p> 	1 y 2	36
		38
		40
		39
		33
		35
		37
		39
		41
		36
	Promedio	37,4
<p>Arcillolita</p> 	2 y 3	36
		39
		38
		42
		34
		37
		40
		35
		38
		34
	Promedio	37,3
<p>Arcillolita</p> 	3 y 1	36
		38
		35
		34
		39
		32
		34
		37
		35
		38
	Promedio	35,8
PROMEDIO TOTAL		36,83

Fuente: Resultado del estudio.

3.5 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Bieniawski propuso la clasificación CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research o Consejo del África del Sur para la Investigación Científica e Industrial), de los Macizos Rocosos Fisurados. Esta clasificación puede dar una estimación del complejo comportamiento de la roca que rodea una excavación, además de ser recomendada por que combina factores como el RQD, la influencia de los rellenos, la meteorización entre otros aspectos importantes identificados en campo, los cuales influyen en las características mecánicas de la roca intacta, como características estructurales del macizo y facilitan de esta manera el diseño preliminar de excavaciones subterráneas.

3.5.1 Resistencia a la compresión de la Roca Inalterada. Según pruebas de compresión uniáxial realizadas en el laboratorio a tres (3) testigos pertenecientes al macizo rocoso, se obtuvo un promedio de resistencia a la compresión simple de $\sigma_{ci} = 26,6$ MPa.

3.5.2 Índice de calidad de la roca (RQD). Debido a que no se cuenta con perforaciones por medio de las cuales se pueda determinar la calidad de la roca; se procederá a determinar el RQD mediante la aplicación de la fórmula que se presenta a continuación.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0,1\lambda + 1)$$

Dónde:

$$\lambda = \frac{1}{X} \quad \text{Dónde} \quad X: \text{Promedio de la separación entre juntas.}$$

$$X = 0,2767 \text{ m.}$$

Entonces:

$$\lambda = 3,61;$$

$$RQD = 100e^{-0.1*3,61}(0,1 * 3,61 + 1)$$

$$RQD = 94,86 \%$$

El índice de calidad de la roca corresponde al 94,86%, el cual es calificado por Deere como una calidad de roca muy buena.

3.5.3 Espaciamiento de las discontinuidades. El término discontinuidad se utiliza para todo lo referente a fisuras, fallas, planos de estratificación y otros planos de debilidad. Su clasificación estará determinada por los términos muy separado, separado, medianamente cerca, cerca y muy cerca¹¹.

¹¹ Ibíd., p 248.

3.5.4 Estado de las fisuras. Este parámetro toma en cuenta la separación o abertura de las fisuras, su continuidad, la rugosidad de su superficie, el estado de las paredes (duras o blandas) y la presencia de relleno en las fisuras.

De acuerdo con los datos obtenidos en campo las fisuras presentes en el macizo rocoso se encuentran abiertas sin presencia de relleno, con muy baja continuidad y una rugosidad ondulada.

3.5.5 Condiciones de agua subterránea. Este parámetro trata de medir la influencia del flujo de aguas subterráneas sobre la estabilidad de excavaciones en términos de caudal observado que penetra en la excavación. Los formatos de discontinuidades diligenciados en campo basados en la observación del macizo evidencian que las discontinuidades se encuentran sin presencia de agua o secas.

El resultado de la clasificación CSIR deja en evidencia que se trata de un macizo rocoso constituido por roca buena tipo II, con una cohesión de 200 a 300 KPa y un ángulo de fricción de 40° a 45°.

Cuadro 10. Clasificación geomecánica CSIR de macizos de roca fisurados.

PARÁMETRO			ESCALAS DE VALORES						
1	Resistencia de la roca inalterada	Índice de carga puntual	> 8 MPa	4–8 MPa	2–4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la resistencia a la compresión uniaxial		
		Resistencia a compresión uniaxial	>200 MPa	100–200 MPa	50–100 MPa	25–50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1–3 MPa
	Valuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
	Valuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de juntas		> 3 m	1–3 m	0.3–1 m	50–300 mm	< 50 mm		
	Valuación		30	25	20	10	5		
4	Estado de las fisuras		Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave.	Superficies pulidas o relleno < 5 mm. Esp. o fisuras abiertas 1 – 5 mm fisuras continuas.	Relleno blando < 5 mm o fisuras continuas.		
	Valuación		25	20	12	6	0		
5	Aguas subterráneas	Caudal por 10 m de túnel	Ninguna		< 25 l/min	25 – 125 l/min	> 125 l/min		
		Presión del agua en la fisura / esfuerzo principal mayor	Cero		0.0 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5		
		Situación general	Totalmente seco		Húmedo, agua de intersticios	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
		Valuación	10		7	4	0		

Fuente: Hoek, E.; Brown, E. Excavaciones Subterráneas en roca. McGraw Hill. México, 1.985. 265 p.

Cuadro 11. Ajustes en la evaluación por orientación de fisuras.

Orientación de rumbo y echado de las fisuras		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valuación	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 2	- 25	- 50	- 60

Fuente: Hoek, E.; Brown, E. Excavaciones Subterráneas en roca. McGraw Hill. México, 1.985. 265 p.

Cuadro 12. Resumen de la valuación para los parámetro de la clasificación CSIR.

PARÁMETRO DE CLASIFICACIÓN		VALOR O DESCRIPCIÓN	VALUACIÓN
1	Resistencia de la Roca Inalterada.	25 – 50 MPa	4
2	Índice de calidad de la roca (RQD).	25 - 50	20
3	Espaciamiento de las discontinuidades.	50 – 300 mm	10
4	Estado de las fisuras.	Superficies algo rugosas	20
5	Condiciones de agua subterránea	Totalmente seco	10
Ajustes por orientación de fisuras.		Favorable	-2
CSIR: Buena Roca (Clase II)			62

Fuente: Resultado del estudio.

La clasificación CSIR tiene aplicaciones prácticas para fines de sostenimiento de túneles en roca (ver anexo G).

3.6 CRITERIO GENERALIZADO DE HOEK AND BROWN.

Es un criterio de rotura válido para macizos rocosos isótropos, y tiene en cuenta los factores que determinan la rotura de un medio rocoso a gran escala, como son la no linealidad con el nivel de tensiones, la influencia del tipo de roca y del estado del macizo, la relación entre la resistencia a la compresión y a la tracción, la disminución del ángulo de rozamiento con el aumento de la tensión de confinamiento, entre otros¹².

Para el desarrollo del proyecto el criterio de Hoek and Brown fue evaluado mediante la aplicación del programa RocLab, el cual permite determinar las propiedades de la roca intacta, como son el ángulo de fricción, el ángulo de cohesión, el coeficiente de Poisson, entre otros.

3.6.1 Índice geológico de resistencia (GSI). Evalúa la calidad del macizo en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades.

¹² Ibíd., p 193.

El macizo rocoso es de tipo Bloque Regulares (BR) y las frecuencias representativas del estado de las fisuras en su superficie es Media (m); por consiguiente el Índice Geológico de Resistencia, GSI será de 62, según la valoración dada por el Support Underground of Excavation in Hard Rock, (ver cuadro 13).

Cuadro 13. Estimación del índice GSI en base a la descripción geológica (Hoek y Brown, 1997)

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA ESTIMAR SU RESISTENCIA. Basándose en el aspecto de la roca elegir la categoría que mejor describa las condiciones del macizo previo a la excavación. Tener en cuenta que las voladuras pueden crear una impresión falsa sobre la calidad del macizo rocoso, en cuyo caso será necesario realizar algún tipo de ajuste por daños debidos a voladuras; la observación de testigos de sondeos y de frentes de roca en zonas afectadas y no afectadas por voladuras puede ser ayuda. Para la definición del grado de fracturación (blockiness) debe considerarse la relación entre el tamaño del bloque y la dimensión del frente de explotación.		CONDICIÓN DEL FRETE MUY BUENA (MB) Superficies muy rugosas sin alterar. BUENA (B) Superficies rugosas ligeramente alteradas, con patinas de oxidación. MEDIA (M) Superficies suaves moderadamente alteradas. POBRE (P) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos compactos conteniendo fragmentos rocosos. MUY POBRE (MP) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos arcillosos.				
ESTRUCTURA BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques en contacto de forma cúbica formados por tres o menos familias de discontinuidades ortogonales, sin relleno. BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques en contacto de forma angular formados por cuatro o más familias de discontinuidades con rellenos con baja proporción de finos. BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con baja proporción de finos. FRACTURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos.						
		80				
		70				
			60			
			50			
				40		
					30	
						20
						10

Fuente: GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I; Ingeniería geológica, Parámetros del Macizo Rocos. Pearson Prentice Hall. Madrid, 2002, cuadro 4-10, p. 256.

3.6.2 Valuación de la constante (mi) de Hoek y Brown para piezas intactas de roca. Esta puede determinarse mediante la aproximación presentada en el libro (Support of Underground Excavations in Hard Rock, pág. 90), para determinar este dato, se introdujeron los resultados obtenidos en los ensayos de laboratorio, dando como resultado un $m_i = 12$.

Estimación del factor de perturbación (D). Para la estimación de este factor se presentan los diferentes valores de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso, la alternativa aplicada a túneles se tienen valores que oscilan entre 0 – 0,8, por esta razón se toma un $D = 0$, (ver cuadro 14 y figuras 7 y 8).

Cuadro 14. Resumen criterio generalizado de Hoek and Brown validado en el programa RocLab.

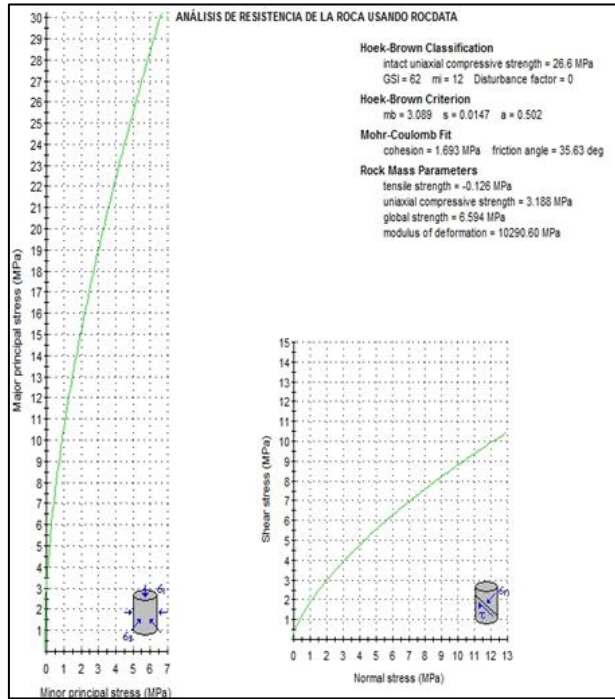
ANÁLISIS DE ESFUERZOS PRINCIPALES Y TENSIONAL PARA LA ARCILLOLITA				
DATOS DE ENTRADA	DATOS DE SALIDA			
	Aplicaciones Generales		Aplicación En Túneles	
$\gamma = 2,5 \text{ T/m}^3$	$\sigma_1 = 30,1 \text{ MPa}$		$\sigma_1 = 8,61 \text{ MPa}$	
$\sigma_{ci} = 26,6 \text{ MPa}$	$\sigma_3 = 6,65 \text{ MPa}$		$\sigma_3 = 0,6735 \text{ MPa}$	
GSI = 62	<i>Morh</i> - <i>Coulomb</i>	$c = 1,693 \text{ MPa}$	<i>Morh</i> - <i>Coulomb</i>	$c = 0,523 \text{ MPa}$
$m_i = 12$		$\phi = 35,63^\circ$		$\phi = 53,28^\circ$
D = 0	<i>Parámetros de Esfuerzo</i>	$\sigma_t = -0,126 \text{ MPa}$	<i>Parámetros de Esfuerzo</i>	$\sigma_t = -0,126 \text{ MPa}$
$m_b = 3,089$		$A\sigma_n = 3,188 \text{ MPa}$		$A\sigma_n = 3,188 \text{ MPa}$
$s = 0,0147$		$B\sigma_{tm} = 6,594 \text{ MPa}$		$B\sigma_{tm} = 6,594 \text{ MPa}$
$a = 0,502$		$E_m = 10290,60 \text{ MPa}$		$E_m = 10290,60 \text{ MPa}$

Fuente: Resultado del estudio.

Dónde:

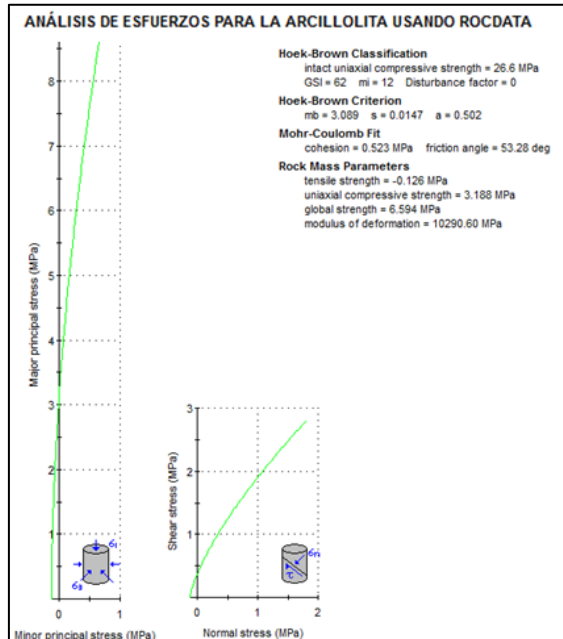
- γ = Peso específico promedio de la roca.
- σ_{ci} = Resistencia a la compresión uniáxial.
- GSI = Índice Geológico de Resistencia
- m_i = Constante para la roca.
- D = Factor de Perturbación.
- m, s, a = constantes adimensionales dependen de las propiedades del macizo rocoso.
- σ_1 = Esfuerzo principal mayor de rotura.
- σ_3 = Esfuerzo principal menor de rotura.
- c = Cohesión.
- ϕ = Ángulo de fricción.
- σ_t = Esfuerzo tensional.
- A y B = constante del material
- σ_n = Esfuerzo normal en el punto de interés.
- σ_{tm} = Resistencia a la tracción del macizo.
- E_m = Módulo de deformación.

Figura 7. Análisis de esfuerzos principales y tensional para aplicaciones generales de la roca.



Fuente: Software RockLab criterio de Hoek and Brown.

Figura 8. Análisis de esfuerzos principales y tensional para la roca con aplicación en túneles.

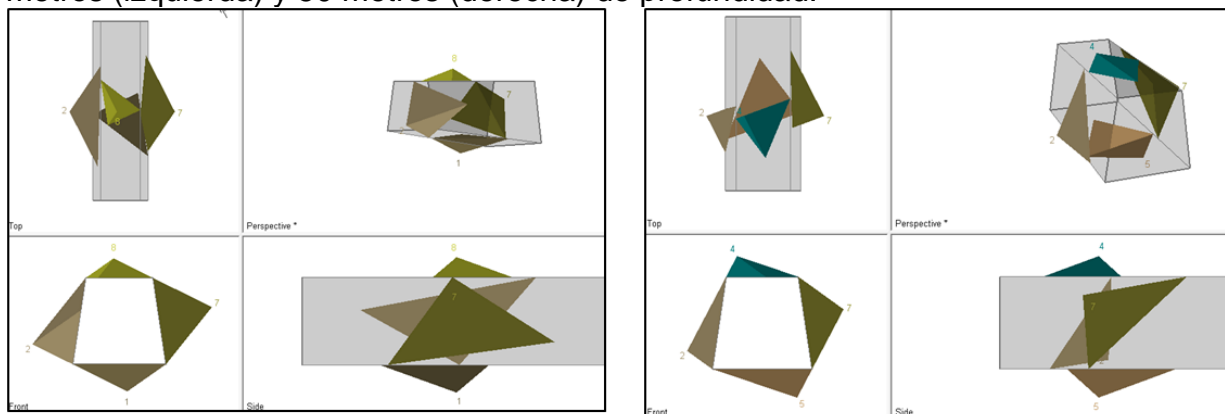


Fuente: Software RockLab criterio de Hoek and Brown.

Una vez obtenida la dirección del plano principal de la familia de discontinuidades presentes en el macizo rocoso (ver figura 5), se procederá a utilizar el software Unwedge en donde es posible identificar las posibles cuñas que se generaran alrededor de la excavación.

Con el fin de poder apreciar las posibles cuñas que se generaran alrededor de la excavación se simulo un túnel con una extensión de 100 m y un área libre de 3,3 m²; primero se realizó la modelación del túnel a 10 m de profundidad (izquierda) y posteriormente se realizó la simulación a 50 m de profundidad (derecha), (ver figura 9); este ejercicio permitió evidenciar los atributos de cada una de las posibles cuñas que se generaran a las diferentes profundidades, (ver cuadro 15). Esta información se tendrá en cuenta posteriormente en el cálculo del sostenimiento, dado que las cuñas formadas tenderán al cierre de la excavación.

Figura 9. Identificación de cuñas presentes alrededor de la excavación a 10 metros (izquierda) y 50 metros (derecha) de profundidad.



Fuente: Software Unwedge.

Cuadro 15. Atributos de las cuñas generadas alrededor de la excavación a 10 y 50 metros de profundidad.

PROFUNDIDAD DEL TÚNEL	TIPO DE CUÑA	FACTOR DE SEGURIDAD	VOLUMEN DE LA CUÑA	PESO DE LA CUÑA
10 Metros.	Cuña de techo (8)	69,078	0,180 m ³	0,486 Ton
	Cuña de piso (1)	Estable	0,476 m ³	1,285 Ton
	Cuña izquierda (2)	70,760	1,073 m ³	2,897 Ton
	Cuña derecha (7)	31,352	1,374 m ³	3,709 Ton
50 Metros	Cuña de techo (4)	96,025	0,161 m ³	0,433 Ton
	Cuña de piso (5)	45,030	0,424 m ³	1,144 Ton
	Cuña izquierda (2)	114,109	0,221 m ³	0,596 Ton
	Cuña derecha (7)	43.051	0,511 m ³	1,380 Ton

Fuente: Software Unwedge.

4. PLANEAMIENTO MINERO

4.1 METAS PROPUESTAS DE PRODUCCIÓN

La zona de interés hace parte de la subcuenca Chinavita – Umbita – Tibaná, la cual está ubicada en el centro sur del departamento de Boyacá. Los carbones presentes son de tipo térmico con opciones de mercadeo en TERMOPAIPA Y TERMOZIPA, en donde serán empleados en la generación de energía eléctrica; garantizándose de esta manera la comercialización del producto por varios años.

Para el proyecto se requiere una producción progresiva y variable, teniendo en cuenta un mercado ascendente se realizó la estimación del comportamiento de la producción para el primer año de explotación, (ver cuadro 16), de igual manera se valoraron las metas de producción propuestas para los primeros 5 años del proyecto, (ver cuadro 17).

Cuadro 16. Producción mensual primer año de explotación en toneladas.

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGOS	SEP	OCT	NOV	DIC
MANTO 1	150	150	150	154	183,2	212,4	241,6	270,8	313,83	343	372,2	401,4
MANTO 2	150	150	150	154	183,2	212,4	241,6	270,8	313,83	343	372,2	401,4
MANTO 3	125	125	125	126,3	155,4	184,5	213,6	242,7	285,73	314,9	344,01	373,1
PRODUC. MES	425	425	425	434,3	521,8	609,3	696,8	784,3	913,4	1000,9	1088,4	1175,9

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 17. Metas propuestas en la producción.

AÑO	Ton/ Año	Ton/ Mes	Ton/ Día
2015	8.500	708,33	29,51
2016	11.500	958,33	39,93
2017	14.500	1.208,33	50,35
2018	17.500	1.458,33	60,76
2019	20.500	1.708,33	71,18
TOTAL PROM.	14.500	1.208,33	50,35

Fuente: Resultado del estudio.

4.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Para la selección del método de explotación se deben tener en cuenta parámetros tales como: mayor recuperación del mineral útil, seguridad, economía, organización de los trabajos y las condiciones de los mismos.

Además, de estos requisitos, se deben tener en cuenta los siguientes parámetros relacionados con el yacimiento.

Parámetros geológicos. El yacimiento en el área está compuesto por tres mantos de carbón con espesores de 1,60 para el primer manto, 0,60 para el segundo manto (2,2 m en promedio para los dos primeros mantos) y 1,70 m para un tercer manto; ubicados en la Formación Guaduas, con algunas intercalaciones de arcillolitas y areniscas. Los respaldos superiores e inferiores los componen arcillolitas compactas presentando buen auto soporte.

Parámetros estructurales: La zona minera se encuentra ubicada en el flanco oriental del anticlinal de las Pavas, al suroeste de la estructura sinclinal en donde yace la Formación Bogotá.

Parámetros geomecánicos de los respaldos y el mineral. Los respaldos tanto de techo como de piso corresponden a arcillolitas grises compactas las cuales presentan resistencia media, siendo por consiguiente necesario el sostenimiento que garantice la estabilidad de las excavaciones, la seguridad de personal, de la maquinaria y equipos, es por estas razones que se determinan las características principales tanto del carbón como de la roca de caja, (ver cuadro 18).

Cuadro 18. Características generales de los materiales.

VARIABLES	VALORES
Rumbo Promedio	NE
Buzamiento Promedio	30°SE
Espesor del Manto	1,60 m
Densidad Promedio del Carbón	1,3 Ton/M ³
Tipo de Respaldo (Roca encajante)	Arcillolitas Compactas
Calidad de los Respaldos	Bueno
Resistencia a la Compresión Simple de la arcillolita	$\sigma_{ca} = 26,6 \text{ MPa}$
Densidad Promedio de la arcillolita	$\gamma = 2,2 \text{ Ton/m}^3$
Ángulo de Fricción de la arcillolita	36°

Fuente: Resultado del estudio.

Parámetros técnicos. Son todos aquellos elementos que permiten proporcionarle la seguridad necesaria al personal, junto con el desarrollo de los trabajos en condiciones de higiene y la mayor eficiencia en la extracción del mineral; estos elementos son: el sentido de la explotación, el sostenimiento, firmeza del mineral y de la roca encajante, arranque, tipo de descargue, transporte del mineral, producción, tratamiento del espacio vacío dejado por la explotación.

Parámetros económicos. Aquí se analizan las garantías de las inversiones a realizar en el proyecto, de que monto será la inversión y el tiempo en el cual está será recuperada, del mismo modo se evaluará el momento en el cual el proyecto empezará a producir ganancias. Por su parte, General de Carbones Ltda., deberá poseer la capacidad de inversión para la ejecución de los trabajos, así como también un mercado para la comercialización del producto.

4.3 ANÁLISIS DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICABLES AL YACIMIENTO.

Para la realización del proyecto minero es necesario tener en cuenta aspectos técnicos como son: mineros, geológicos, ambientales, financieros, el mercado, la seguridad, entre otros; de igual forma se debe elegir una alternativa de explotación idónea, de buen tratamiento al yacimiento y que logre cumplir con las expectativas de producción durante la etapa de explotación.

Según los resultados de la exploración el área con reserva importantes para la explotación está conformada por una estructura sinclinal de flancos asimétricos con eje en dirección NE, donde se identificaron tres mantos de carbón explotables con espesores de 1,60 m, 0,60 m y 1,70 m respectivamente. Desde el punto de vista técnico lo más favorable es proyectar las labores desde la parte baja por ser una zona de buena estabilidad sobre todo a nivel superficial ya que en la parte alta de la Vereda Supaneca hay un deslizamiento de grandes proporciones que dificultaría las operaciones y la obtención de la viabilidad ambiental.¹³

4.3.1 Método de explotación de tajo por testers. Una vez delimitado el bloque de explotación se construye un tajo a partir del cual se extraen tareas denominadas testers las cuales se caracterizan por un determinado avance tanto en el sentido del rumbo como del buzamiento de la capa, dejando una figura generalmente rectangular; el número de testers en el frente de explotación depende del tamaño de cada tarea y de la longitud del tajo, (ver figura 10).

Las condiciones de aplicación requeridas para llevar a cabo este método de explotación son:

Buzamientos de 0° a 90°.

Espesor del manto entre 0,60 y 3,5 metros, según el buzamiento.

Respaldos competentes.

Yacimientos concordantes.

Piso y techo bien definidos.

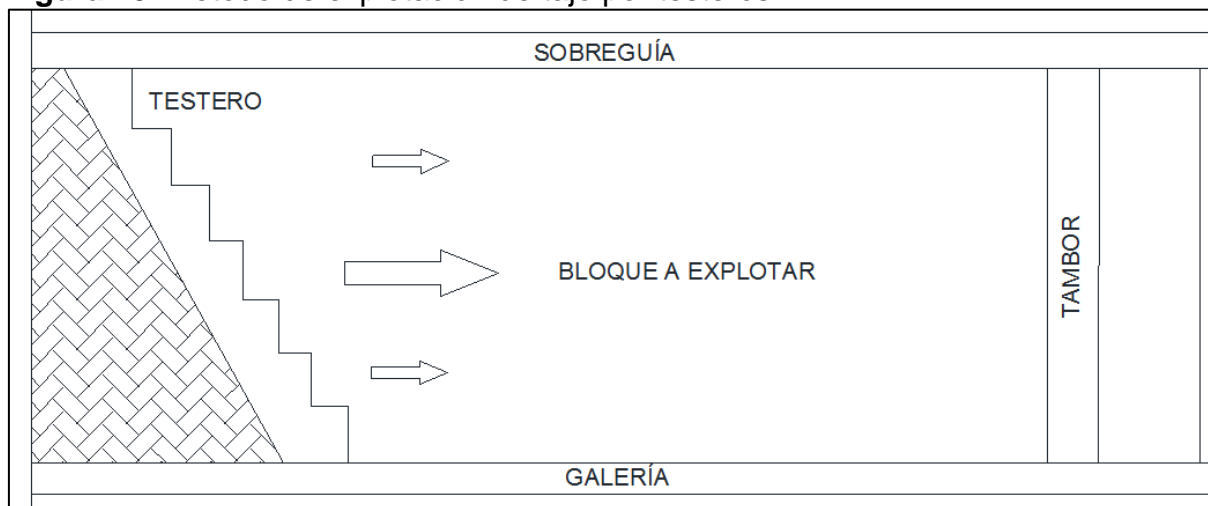
Dureza al arranque media.

¹³ GILART GONZÁLEZ, Rodolfo. Informe de resultados exploración geólogo-geofísica de carbón concesión HKN-08071 Municipio de Tibaná Departamento de Boyacá. Bogotá. [s.n.], 2012. 34 p.

Las ventajas del que presenta este método son:
Permite un arranque en avance o en retroceso.
Los avances se hacen por tareas.
Buen rendimiento por hombre turno.
Alta recuperación del mineral.
Permite el arranque manual, mecanizado o con explosivo.
Facilidad de ventilación.
Permite varios frentes consecutivos en el tajo.

Las desventajas del método son:
Los respaldos deben ser competentes por los espacios inmediatos abiertos.
La presencia de fracturas, fallas y demás estructuras afectan las labores.
Es un método muy rígido en cuanto a personal, conocimiento y organización.
Se necesita gran longitud en los niveles de preparación.
Se afecta por la presencia de aguas, emanaciones de gas y polvos.
El método requiere avances rápidos para el manejo de presiones y derrumbes lo cual daría como resultado altos volúmenes de producción diarios para lo cual los mercados actuales no existen.

Figura 10. Método de explotación de tajo por testers.



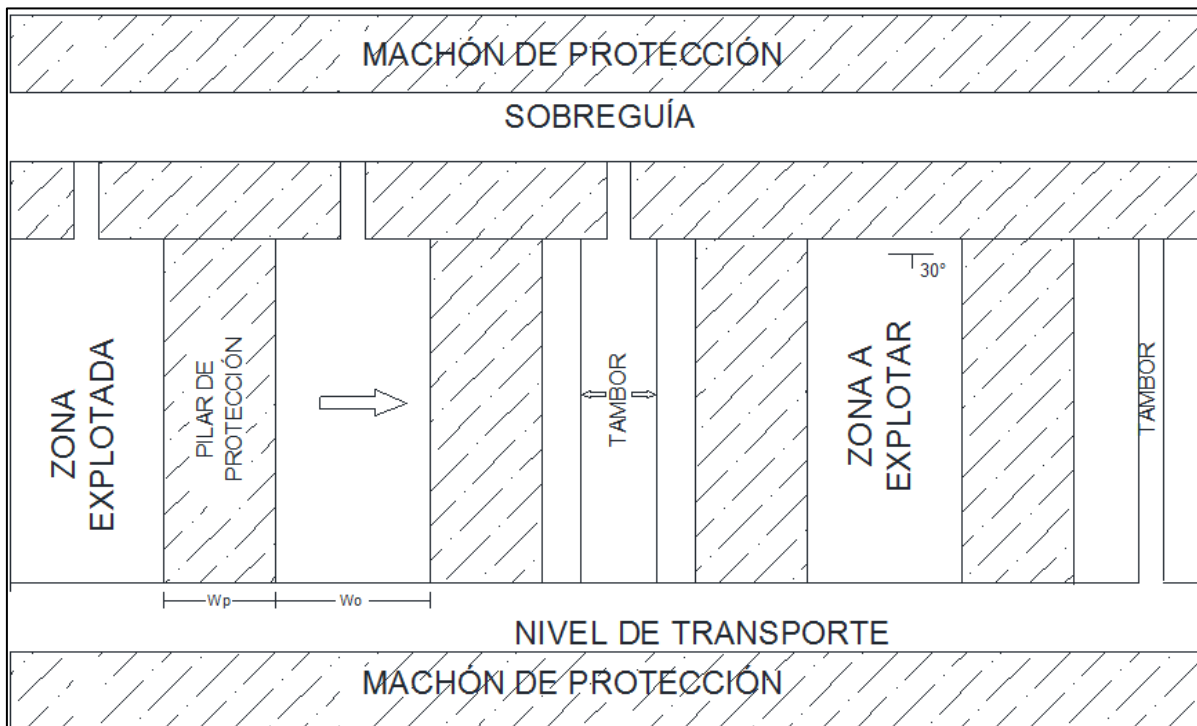
Fuente. JOJOA MUÑOZ, Jaime William. Métodos de explotación bajo tierra. Sogamoso. 2011.

4.3.2 Método de explotación por cámaras con ensanche de tambores en sentido del rumbo. Como todos los métodos bajo tierra se debe delimitar los bloques de explotación, en este caso por ser un yacimiento estratificado se delimita en el sentido del buzamiento por guías y sobreguías y en el sentido del rumbo por tambores que actúan en la práctica como tambores de preparación. A

partir de la guía se abre tambores ascendentes siguiendo el buzamiento de la capa los cuales una vez alcanzan la longitud establecida se procede a ensancharlos en el sentido del rumbo.

Los tambores de explotación una vez contruidos se ensanchan de manera que el efecto práctico es formar cámaras las cuales tendrán machones de sostenimiento que las separa entre sí. En este método el flujo de la ventilación se maneja primero empleando un ventilador auxiliar que lleve el aire fresco a la punta del tambor de preparación; al final del tambor se abren ventanas a través del machón de protección a la sobreguía de manera que queda intercomunicada la guía y la sobreguía generando una depresión que provoca el flujo de la ventilación a través del frente de explotación y que es controlada por el sistema de ventilación principal. La cámara dejada por la explotación se apuntala con tacos de madera, (ver figura 11).

Figura 11. Método de explotación por cámaras con ensanche de tambores en sentido del rumbo.



Fuente. JOJOA MUÑOZ, Jaime William. Métodos de explotación bajo tierra. Sogamoso. 2011.

Las condiciones de aplicación para este método son:
 Espesores mayores de 1 metro.
 Buzamientos menores a 30°.

Mantos competentes.

Las ventajas del método de explotación por cámaras con ensanche de tambores en sentido del rumbo son:

Factor de recuperación del mineral superior al 60%.

Elevado rendimiento por hombre turno.

No se requiere una fortificación elevada ni de relleno.

Los costos de explotación son menores que otros métodos.

La producción se incrementa al recuperar los machones.

Permite laborar simultáneamente en varios frentes con el fin de lograr la producción deseada.

Es un método flexible para extraer en zonas limitadas en geometría y geología poco uniforme.

Facilidad para la ventilación y descargue.

4.3.3 Elección del método de explotación. Una vez analizadas las virtudes y debilidades de cada uno de los métodos propuestos en relación con las condiciones imperantes en la zona de explotación objeto del presente estudio se observa que el de mayores favorabilidades es el método de explotación de Ensanche de Tambores en el Sentido del rumbo por lo tanto se elige este método. Su selección se justifica en las siguientes razones:

El método permite acomodarse para variar los volúmenes de acuerdo a las exigencias del mercado.

Si se dejan los machones adecuados permite el sostenimiento, permite la conservación de las vías para ventilación y transporte.

El método contempla dos vías de escape de muy fácil acceso para el personal que allí labora en caso de emergencia.

Se cuenta con el transporte adecuado para la evacuación en producción.

Los costos de desarrollo y preparación se compensan con la explotación.

El personal de la región ha adquirido la experiencia suficiente para la aplicación de este método.

El titular cuenta con la capacidad económica para la implementación de este método.

4.4 DISEÑO Y PLANEAMIENTO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

La geometría en los diseños se asemejan a los de cámaras y pilares por lo tanto se usan las formulaciones para este método.

Aquí se asume que un pilar está sometido a una tensión vertical, la cual equivale al peso del volumen de la roca que hay entre este y la superficie (z) y se expresa en los siguientes términos:

$$\delta Z = \gamma * Z \quad (F1)$$

Dónde:

δ = Tensión vertical del recubrimiento (t/m^2).

γ = Densidad media de la roca encajante ($2,2 t/m^3$).

Z = Altura del recubrimiento (150 m).

$$\text{Así: } \delta Z = 330,0 \frac{t}{m^2}$$

Teniendo en cuenta la forma del pilar, este está sometido a un esfuerzo adicional que se denomina esfuerzo medio del pilar (δ_p).

$$\delta p = \gamma * Z * \left(1 + \frac{w_o}{w_p}\right) \quad (F2)$$

La relación $\frac{w_o}{w_p}$ depende de la razón de explotación, y es necesario tener presente la resistencia a la compresión de la mineralización (δ_c) la cual debe ser mayor que δ_p .

$$\delta p = \frac{\delta_c}{F_s} \quad (F3)$$

Dónde:

Fs = Factor de seguridad.

δ_c = Resistencia a la compresión uniáxial del carbón (179 Kg/cm^2).

La razón de explotación en función de la profundidad y la compresión de la mineralización se relacionan con la siguiente fórmula:

$$Re = (At - Ap) \quad (F4)$$

Dónde:

At = Área total.

Ap = Área del pilar.

Ao = Área de la cámara.

$$At = Ap + Ao \quad (F5)$$

Como la altura del pilar y la cámara son iguales tenemos que:

$$\delta p = \gamma * Z * (Ap + Ao) \quad (F6)$$

Relacionando (F4) y (F5) se tiene:

$$\delta p = \gamma * Z * \left(\frac{At}{Ap}\right) \quad (F7)$$

De (F4) se tiene que:

$$Ap = 1 - Re \quad (F8)$$

Relacionando (F7) y (F8) se tiene:

$$\delta p = \gamma * Z \left(\frac{At}{1} - Re \right) \quad (F9)$$

Relacionando (F3) y (F9) se tiene:

$$Re = 1 - \left(\frac{Fs * \gamma * Z}{\delta c} \right) \quad (F10)$$

Tomando $F_s = 1,3$, se obtiene:

$$Re = 58\%$$

Para el cálculo del ancho de cámara se debe tener en cuenta la resistencia a la flexión de la roca encajante.

$$\delta max = \frac{\gamma * wo^2 * Fs * \cos \theta}{2 * t} \quad (F11)$$

Dónde:

δ_{max} = Resistencia a la flexión de la roca de caja (102 Kg/cm²)

Wo = Ancho de cámara (m)

t = Espesor losa de techo (m)

Θ = Ángulo de buzamiento (°)

La losa del techo corresponde a la roca de caja con espesor de 1 metro, reemplazando en la formula (F12) y tomando un F_s de 1,35, se obtiene el ancho de cámara.

$$Wo = \left[\frac{(2 * t * \delta max)}{(\gamma * Fs * \cos \theta)} \right]^{1/2} = Wo = 10,15 m \quad (F12)$$

El ancho del pilar se obtiene por:

$$Wp = \frac{Wo}{Re} - Wo = Wp = 7,35 m \quad (F13)$$

Considerando dimensiones enteras podemos aproximar los valores así:

$$W_o = 10,0 \text{ m}$$

$$W_p = 7,4$$

$$Re = 58\%$$

Comprobando que la resistencia a la compresión simple del pilar sea mayor que el esfuerzo sobre el pilar, se reemplaza en (F2) se tiene:

$$\delta p = 775,95 \frac{t}{m^2} \quad \text{Esfuerzo sobre el pilar.}$$

De (F2) se despeja el esfuerzo a la compresión con $F_s = 1,3$

$$\delta c = 1.008,74 \frac{t}{m^2} \quad \text{Esfuerzo a la compresión.}$$

El resultado de δp y δc demuestra que la resistencia a la compresión del pilar es mayor que el esfuerzo sobre el pilar.

4.4.1 Labores de desarrollo. Como labor de desarrollo se proyecta avanzar un inclinado sobre manto uno, (manto explotable superior), el cual quedará protegido de los bancos de explotación por medio de un machón de 10 metros de ancho de cada lado de la vía (ver anexo W. plano 2). Se avanza siguiendo la dirección de buzamiento de manto 1 con una longitud total de 160 metros. Este inclinado se entiba con puerta en madera de forma trapezoidal con las siguientes dimensiones:

$$\text{Alto} = 1,80 \text{ m}$$

$$\text{Base mayor} = 2,10 \text{ m}$$

$$\text{Base menor} = 1,60 \text{ m}$$

$$\text{Área libre} = 3,33 \text{ m}^2$$

$$\text{Separación entre puertas} = 1,20 \text{ m}$$

Arranque. Se realiza de forma manual con el uso de pico y pala, el descargue del frente se hará con paleo manual directamente a la vagoneta que lo lleva a superficie; el avance turno se proyecta de 1,20 metros.

Cargue y transporte. Se producirá por paleo manual a una vagoneta metálica con capacidad de 1 Ton (1.000 Kg), para llevarlo a superficie se empleará la tracción mecánica suministrada por un malacate. Luego de ser transportado el carbón a superficie será dispuesto bien sea en la tolva o en un patio de acopio.

Organización del avance y equipo a utilizar. El ciclo de trabajo en el frente contará con 5 mineros los cuales se encargan de las siguientes actividades:

Picada.

Descargue del frente.

Transporte a superficie.

Entibación en puerta.

Traslado de servicios (carrilera, iluminación, ventilación, si hay agua equipo de bombeo).

Avances

Cuadro 19. Índices de rendimiento labores de desarrollo.

Labor Minera	Material	Longitud (m)	Avance Día (m)	Área Vía (m ²)	Volumen (m ³) Ton	Ton/ HT	Días de Avance
Inclinado manto uno	Carbón	160	1,20	2,98	3,58 4,80	0,96	133,33
	Roca	1,60	1,20	0,16	0,19		

Fuente: Resultado del estudio

4.4.2 Labores de preparación. Una vez sea alcanzado desde superficie el Manto 1 se divide en bloques de explotación; para esto se avanza a partir del inclinado principal por el rumbo de la capa guías y sobreguías las cuales se conectan entre sí por medio de tambores conformando de esta manera bancos de explotación con dimensiones previamente establecidas tanto en el sentido del rumbo como del buzamiento; para este caso, según el diseño propuesto el tamaño de los bloques de explotación será de 15,7 metros en el sentido del rumbo y 27,36 metros en el sentido del buzamiento. El sentido de la explotación será descendente y en retroceso (ver anexo W. plano 2).

Niveles. Cada nivel se construye con una pendiente mínima de 2° para permitir evacuar las aguas hacia el inclinado y además de delimitar el bloque en el sentido del buzamiento sirve para la proyección e instalación de los servicios a la mina tales como transporte, ventilación, iluminación, desagüe. En cada nivel se deja un machón de protección al nivel superior o sobreguía de 5 metros de ancho.

La sección de estas vías se soporta con media puerta y el área abierta tiene las siguientes dimensiones:

Base = 2,64 m.

Altura = 1,84 m.

Área libre = 3,92 m².

Área en carbón = 3,47 m².

Área en roca = 0,45 m².

Tambores. Estos se avanza por el buzamiento del manto, se construyen en sentido ascendente comunicando los niveles y serán las vías a partir de las cuales se comienza la explotación de cada manto mediante el ensanche en el sentido del

rumbo del manto de carbón. La sección transversal es de forma rectangular y serán sostenidos con puertas de madera con las siguientes dimensiones:

Base = 1,60 m.

Altura = 1,60 m.

Área libre = 2,56 m².

La separación entre tambores a eje de vía será de 17,30 m y la longitud neta de cada bloque en este mismo sentido será de 15,70 metros.

Arranque. Se hace de forma manual con el uso de pico y pala, teniendo un avance diario de 1,20 metros.

Cargue y transporte. El material arrancado en los tambores se descarga por paleo manual a una carretilla y luego es llevado y depositado en una vagoneta situada al nivel de transporte o guía. En este punto de igual forma que en el avance de los niveles es transportado en vagoneta al inclinado principal con tracción humana y luego a superficie con tracción mecánica de malacate.

Organización del avance. Para el avance de los tambores se contará con 2 mineros, y para el avance de los niveles se cuenta con 3 mineros en el frente realizando el siguiente trabajo:

Avance en carbón.

Descargue del frente.

Transporte a superficie.

Instalación de puertas y tacos de madera.

Prolongación carrilera, alumbrado y ventilación.

Avances.

Cuadro 20. Índices de rendimiento en preparación.

Labor Minera	Material	Longitud (m)	Avance Día (m)	Área (m ²)	Volumen Día (m ³)	Ton Día	Días de Avance
Nivel	Carbón	1.950,00	1,20	3,47	4,16	5,58	1.625
	Roca	1.950,00	1,20	0,45	0,54		1.625
Tambor	Carbón	2.534,31	1,20	2,56	3,07	4,12	2.112

Fuente: Resultado del estudio

Rendimiento promedio:

Tambores = 4,12 ton / 3 HT = **1,37 ton/HT**

Niveles = 5,58 ton / 3 HT = **1,86 ton /HT**

4.4.3 Labores de explotación. Es una explotación en retroceso hacia el inclinado, de los niveles preparados secuencialmente de arriba hacia profundidad.

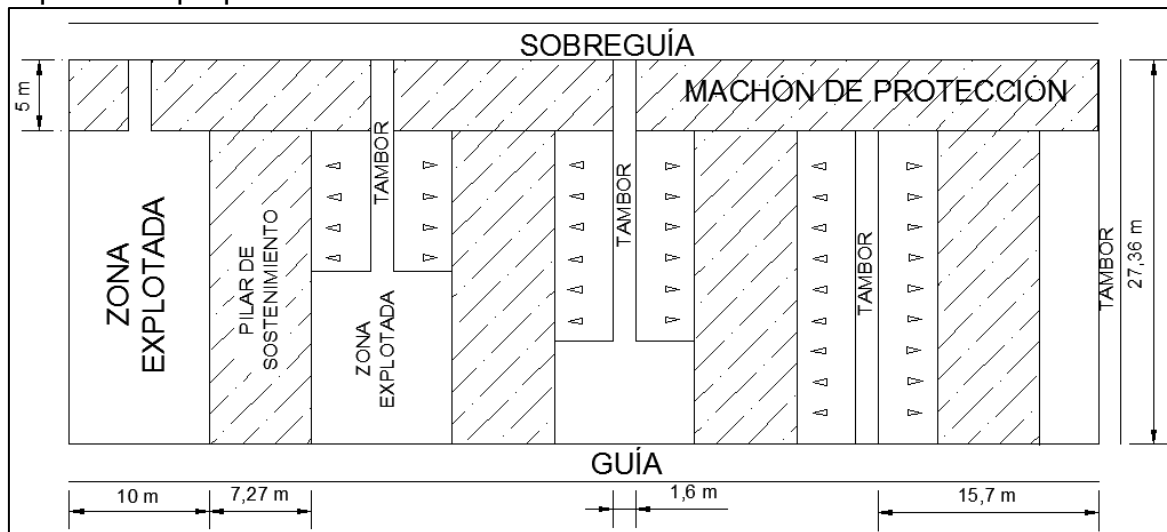
De esta forma se empieza el ensanche del tambor más lejano en cada nivel, hasta llegar al bloque más cercano al inclinado de transporte según el diseño de bancos (ver anexo W. plano 2).

Arranque. Se plantea realizar el arranque de forma manual con el uso de pico tal como se hace durante la etapa de desarrollo y preparación, para lo cual se utiliza una persona picando y otra realizando el descargue del frente.

El arranque se realiza a partir de los tambores previamente construidos llevando a cabo el ensanche hacia ambos lados en el sentido del rumbo en una longitud de 4,20 metros a cada lado y con una longitud de 22,36 metros en el buzamiento generando una cámara de 8,4 metros por 22,36 metros.

Entre tambor y tambor se deja un machón de protección de 7,27 m por 27,36 m, de igual forma en cada nivel se deja un machón de protección a la sobreguía de 5 metros de ancho, (ver figura 12).

Figura 12. Explotación por ensanche de tambores en el rumbo según diseño de explotación propuesto.



Fuente: Resultado del estudio.

De acuerdo a lo anterior cada cámara producida por el ensanche de los tambores tiene unas dimensiones de 22,36 metros en el buzamiento por 10 metros en el sentido del rumbo, de manera que con espesor de manto de 1,60 metros en una cámara se extraen 479 toneladas.

Cargue y transporte. El carbón una vez arrancado en el frente de explotación se descarga al nivel inferior de la misma forma que se hace en los niveles, es decir

con paleo manual y transporte en carretilla hasta el nivel de transporte y allí se pasa a una vagoneta que se lo lleva hasta el inclinado principal por empuje manual y una vez puesta la vagoneta en el inclinado principal es llevado a superficie con tracción de malacate. Aquí es necesario tener en cuenta la velocidad de la vagoneta tanto vacía como llena en el inclinado y niveles, así:

Velocidad en inclinado cargada	= 2,2 (m/s)
Velocidad en inclinado vacía	= 2,6 (m/s)
Velocidad en nivel de transporte con carga	= 1,1 (m/s)
Velocidad en nivel de transporte vacía	= 1,4 (m/s)
Tiempo de cargue = 4 seg/palada	= 6,7 min.
1000 Kg	= 100 paladas.

Organización del avance. Considerando que es posible ensanchar 4,2 m de cada lado del tambor se propone dividir ese ancho en 2 tareas de 2,1 metros. De esta forma cada área tendrá 2,1 m por 1,2 m por 1,6 m, las cuales corresponde a 5,40 toneladas; en cada frente se avanzarán 2 tareas simultáneamente siendo necesarios dos operarios por cada una los cuales se encargaran del ciclo de avance completo, es decir arranque, descargue del frente, proyección de los servicios y colocación de tacos de madera que ayudan a soportar el respaldo superior.

Avances por tambor ensanchado.

Espesor manto (m)	1,60
Avance diario en el rumbo (m)	2,6
Avance diario en el buzamiento (m)	1,2
Volumen excavación (m ³)	4,99
Producción por día (ton)	7,00

En la mina se proyecta laborar un promedio de 24 días mes durante todo el año.

Rendimiento = 7 Ton / 3 HT
 = 2,33 Ton / HT

Equipo y herramientas a utilizar para las labores de desarrollo, preparación y explotación.

Pico.
 Pala.
 Ventilador.
 Carretilla.
 Coche.
 Malacate.
 Azuela, alambre, trocero, puntilla, alumbrado eléctrico.

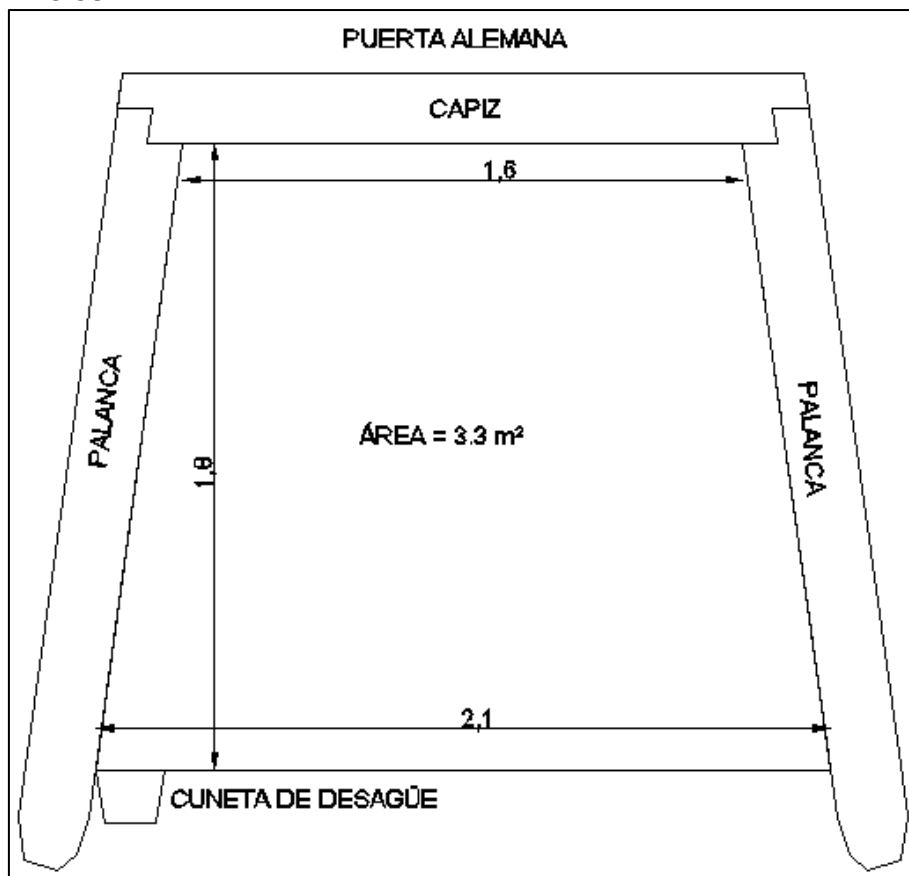
4.5 TRABAJOS ESPECIALES Y CÁLCULO DE EQUIPOS.

4.5.1 Pozo de bombeo. El objetivo es recoger las aguas que resulten al interior de la mina empleando canales con pendiente del 2% que descargan desde vías a nivel a un pozo situado en el fondo del inclinado principal el cual deberá estar dotado de un equipo de bombeo que se encarga de evacuar el agua a superficie.

Las dimensiones del pozo dependen de la cantidad del flujo que se tenga y de la capacidad del equipo de bombeo generalmente se hace sobre dimensionado con el objeto de disponer de una buena capacidad de almacenamiento y reducir al máximo el número de veces que se accione el equipo de bombeo.

Desagüe. El equipo a emplear en el desagüe estará dotado de electrobomba, arrancador para electrobomba y de los ductos de conducción a superficie. En los niveles la conducción es por medio de cunetas situadas en el piso a un costado de la vía, (ver figura 13).

Figura 13. Localización de la cuneta de conducción de aguas a través de los niveles.



Fuente: Resultado del estudio.

Cálculo de la bomba. Se utiliza las siguientes relaciones matemáticas según Maning y Darcy.

$$H \text{ máx} = \frac{H \cdot w}{100} \quad (F14)$$

Dónde:

W = Peso específico del líquido (1000 Kg/m³)

H = Altura de elevación (m)

$$H = e + hw \quad (F15)$$

Dónde:

e = Altura Geodésica (m).

hw = Resistencia a la circulación (m.c.a)

El esquema de bombeo con la columna de agua a desplazar, (ver figura 14), viene dado por la siguiente ecuación.

$$e = es + ed \quad (F16)$$

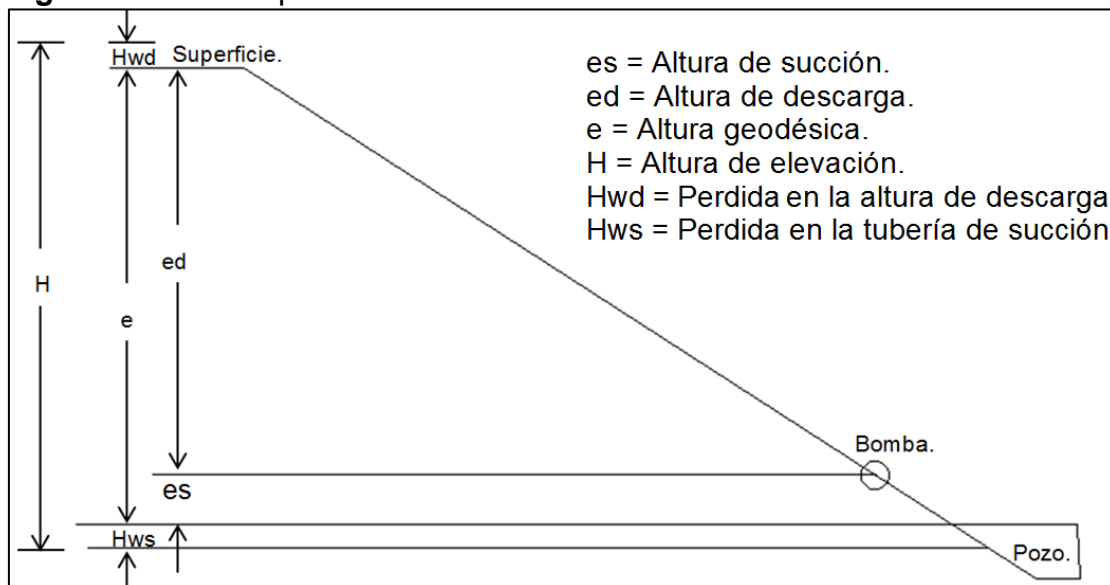
Dónde:

es = Altura de succión (1,0 m)

ed = Altura de descarga (71,63 m)

e = Altura Geodésica (72,63 m)

Figura 14. Gráfica parámetros cálculo de la bomba.



Fuente: Resultado del Estudio

$$hw = \frac{hv * 1.000}{w} \quad (F17)$$

$$hv = \frac{\frac{L}{100 * \left(\frac{w}{1000}\right)}}{1} * hvd \quad (F18)$$

Dónde:

hvd = Pérdida de presión (m.c.a). Por cada 100 m de tubería, para agua con una rugosidad $k = 1$ mm y $w = 1.000$ Kg/m³.

L = Longitud de la tubería más accesorios (1,60 m, distancia máxima de bombeo).

Osterman establece que para un caudal de **desalojo** $Q=0.04$ m³/min y un diámetro de tubería de 2" (50,8 mm), se tiene que $hvd = 1,328$ m.c.a.

Reemplazando el valor de hvd en (F18) y reemplazando hw en (F15), se tiene:

$$hv = 1,328 \text{ m. c. a}$$

Despejando hw de (F17), se tiene:

$$hw = 1,328 \text{ m. c. a}$$

$$H = 73,958 \text{ m. c. a.}$$

Potencia efectiva de la bomba (Np). Se calcula mediante la fórmula:

$$Np = \frac{w * Q * H}{6,120} = Np = 0,48 \text{ Kw ó } 0,64 \text{ Hp} \quad (F19)$$

Debido a las pérdidas que aparecen en la bomba la potencia del eje (Nk) es mayor que la potencia efectiva.

De igual forma el rendimiento de la bomba (n) es la relación entre la potencia efectiva y la de acoplamiento.

$$n = \frac{Np}{Nk} \quad (F20)$$

Despejando Nk y con un rendimiento de la bomba del 80%, se tiene:

$$Nk = \frac{Np}{n} = Nk = 0,6 \text{ Kw ó } 0,8 \text{ Hp} \quad (F21)$$

De lo anterior se puede concluir que la utilización de la bomba de 1 Hp sería suficiente sin embargo para efectos de reducir las arrancadas y el manejo de

eventuales aumentos de caudal es mejor montar un equipo superior a las necesidades de manera que se elige una electrobomba de 2 Hp y un pozo con capacidad de 6 metros cúbicos que corresponden a 2 metros de profundidad en el inclinado principal.

Según el caudal proyectado en 150 min (2,5 Horas) se estaría llenando el pozo, y con la electrobomba de 2 Hp que tiene una capacidad aproximada de 0,1 m³/min se necesitaría de 1 hora para evacuar los 6 m³ que se acumulan en 2,5 horas.

4.5.2 Cálculo del malacate. Se procede a calcular el malacate situado en bocamina, es un equipo bastante útil que presta servicio de evacuación desde el interior de la mina de los estériles y del material explotado y para entrar hasta los niveles los elementos para el sostenimiento y en general el equipo o insumos que no puede ser transportado por un operario.

Para realizar el cálculo del cable de tracción a utilizar se deberá tener en cuenta los siguientes parámetros:

Cuadro 21. Aspectos relevantes para el cálculo del cable de tracción.

ASPECTO	DENOMINACIÓN	UNIDAD DE MEDIDA
Fuerza que soporta el cable	Cmáx.	Kg
Peso de la vagoneta vacía	Cm.	250 Kg
Peso carga máxima	Cu	1.000 Kg
Peso del cable	Gs	Kg
Sección del cable	Sc	mm ²
Resistencia a la rotura	δ_r	160 $\frac{Kg}{mm^2}$
Coeficiente de seguridad a la rotura	r	10
Longitud máxima del cable	L	160 m
Peso específico del cable	γs	9,5 * 10 ⁻⁶ $\frac{Kg}{mm^3}$

Fuente: Resultado del estudio.

La sección del cable es:

$$Sc = \frac{Cm + Cu}{\frac{\delta r}{r} - (10^3 * L * \gamma s)} = sc = 86,32 \text{ mm}^2 \quad (F22)$$

Diámetro del cable:

$$d = \left(\frac{4}{\pi} * Sc\right)^{1/2} = d = 10,48 \text{ mm} \quad (F23)$$

Se acerca ligeramente a un diámetro de 13/32 pulgadas (10,32 mm) sin embargo para efectos de garantizar una seguridad en los trabajos se utilizara un cable de 1/2" (12,70 mm), (ver anexo H)

Diámetro del tambor. Se debe tener en cuenta el diámetro del tambor y la potencia del motor.

$$\frac{D}{\delta} \geq 500 \quad (F24)$$

Dónde:

D = Diámetro del tambor (mm)

d = Diámetro cable o nominal (mm)

δ = Diámetro alambres (mm)

Reemplazando:

$$\delta = \frac{d}{30} + 1 = \delta = 1,53 \text{ mm} \quad (F25)$$

Despejando D de (F24) se tiene:

$$D = 765 \text{ mm}$$

Luego entonces se cumple la condición de que D sea mayor o igual a 500 mm ya que para nuestro caso **D = 765 mm.**

La potencia malacate del malacate se calcula mediante la siguiente formula:

$$P = Ft * \frac{V}{75} * n \quad (F26)$$

$$Ft = C \text{ máx} * \text{Sen } \alpha + N * \text{Cos } \alpha \quad (F27)$$

Dónde:

P = Potencia (Hp)

Ft = Fuerza de tracción (Kg)

V = Velocidad (2,2 m/s)

n = Eficiencia (80%)

C máx = Carga máxima de tracción.

C máx = (peso vagoneta vacía + peso carga + peso cable)

C máx = (250 Kg + 1.000 Kg + 92,8 Kg = 1.342.8 Kg)

α = Inclinación de la vía (30°, máxima inclinación)

N = Coeficiente de fricción al rodamiento (1.4)

Reemplazando la (F27) y reemplazando Ft en (F26), se tiene que:

$$F_t = 672,61 \text{ Kg}$$

$$P = 15,78 \text{ Kw } \acute{\text{O}} \text{ } 21,16 \text{ Hp}$$

$$1 \text{ Kw} = 1,341 \text{ Hp}$$

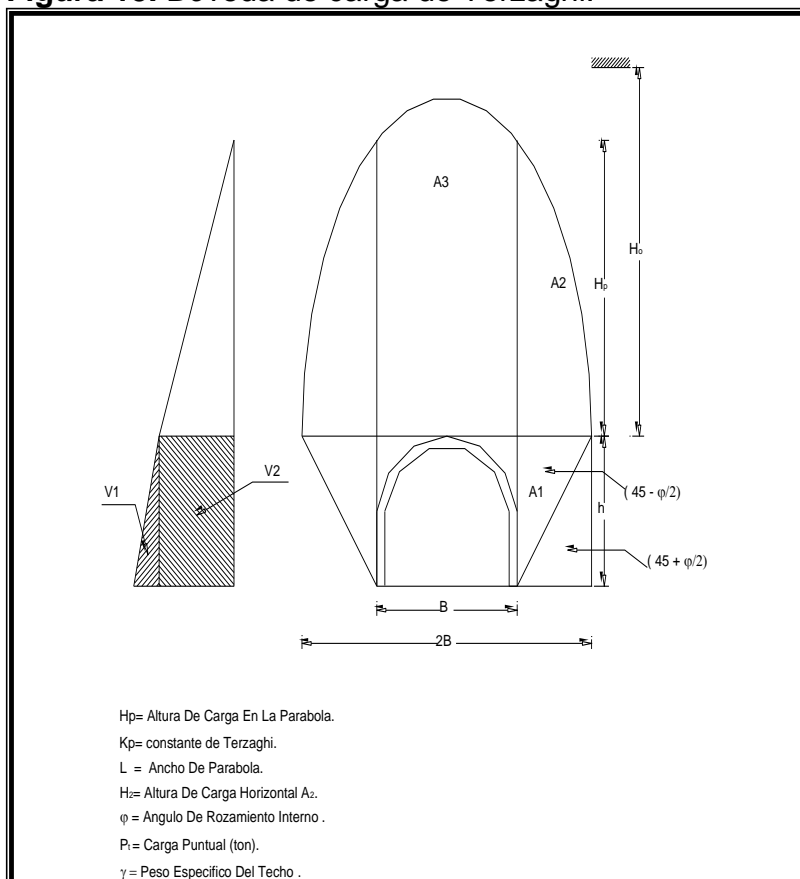
El malacate tendr a las siguientes caracter sticas:

Potencia	25 Hp
Di�metro cable	1/2"
Di�metro tambor	765 mm.

4.5.3 Sostenimiento. Es basado en la hip tesis y los par metros expuestos por Terzaghi.

El  rea de influencia es la carga que se distribuye sobre el techo de forma parab lica, (ver figura 15); se aplica la f rmula de la curva y su ecuaci n es:

Figura 15. B veda de carga de Terzaghi.



Fuente: JOJOA MU OZ, Jaime William. M dulo sostenimiento de minas. Sogamoso. 2007.

Datos de campo:

H = Altura vía (1,80 m)

B = Ancho vía piso (2,10 m)

Bb = Ancho en techo (1,60 m)

Ø = 45° (Ángulo de fricción de la roca encajante)

$$Y = \frac{4 * Hp * X (L' - X)}{L'^2} \quad (F28)$$

Según Terzaghi:

$$Hp = K * (B + H) \quad (F29)$$

Dónde:

K = Factor que depende del tipo de roca según Terzaghi es igual a 0,25 * B para roca medianamente fracturada.

$$K = 0,25 * B = K = 0,525 \text{ m} \quad (F30)$$

Esta parábola está en función de la altura y el ancho, donde:

Hp= Altura de la carga de roca o altura de la parábola.

L' = 2B = Ancho de la parábola.

Fórmulas.

$$A3 = B * Hp \quad (F31)$$

$$A2 = \left[Hp * \left(\frac{L}{2} \right) * \cos \left(\frac{B}{L} \right) - H2 * \left(\frac{B}{2} \right) \right] \quad (F32)$$

$$L = B + \left[2H * \tan \left(45 - \frac{\phi}{2} \right) \right] \quad (F33)$$

$$H2 = \left(\frac{Hp}{L} \right) * (L^2 - B^2)^{1/2} \quad (F34)$$

$$A1 = \frac{(C * H)}{2} \quad (F35)$$

$$C = H * \tan \left(45 - \frac{\phi}{2} \right) \quad (F36)$$

$$\alpha = \text{Arc. Tan} \frac{(B - Bb)}{(2 * H)} \quad (F37)$$

Dónde:

A3 = Carga vertical sobre el techo.

A2 + A1 = Carga horizontal

$$AT = 2A1 + A3 \quad (F38)$$

Reemplazando valores en (F29), (F31), (F33), (F34), (F32), (F36), (F35), (F38) y (F37) se tiene:

$$Hp = 2,0475 \text{ m} \quad (F29)$$

$$A3 = 4,299 \text{ m}^2 \quad (F31)$$

$$L = 3,35 \text{ m} \quad (F33)$$

$$H2 = 1,59 \text{ m} \quad (F34)$$

$$A2 = 1,10 \text{ m}^2 \quad (F32)$$

$$C = 0,745 \text{ m} \quad (F36)$$

$$A1 = 0,67 \text{ m}^2 \quad (F35)$$

$$AT = 5,64 \text{ m}^2 \quad (F38)$$

$$\alpha = 7,90^\circ \quad (F37)$$

La presión vertical que realmente actúa se ha denominado A3 y el resto de las áreas se tienen en cuenta para el cálculo de presiones laterales.

Las Presiones y empujes verticales se consideran como la carga por unida de longitud, donde:

$$V3 = A3 * 1m \quad (F39)$$

$$Q3 = V3 * Dr \quad (F40)$$

$$Pv = \frac{Q3}{Bb} \quad (F41)$$

Dónde:

Bb = Ancho vía en el techo (1,60 m)

Pv = Presión vertical.

V2 = Volumen de material sobre el techo de la vía.

Dr = Densidad de la roca (2,2 Ton/m³)

A3 = Área del prisma.

$$Pv = A3 * \frac{Dr}{Bb} \quad (F42)$$

El empuje es la carga concentrada por longitud de la galería.

$$Ev = Pv * Bb \quad (F43)$$

Reemplazando se tiene:

$$Pv = 5,9 \text{ T/m}^2$$

$$Ev = 9,44 \text{ T/m}$$

La presión lateral total, es igual a la presión vertical por el coeficiente de empuje activo (Ka) donde:

$$Ka = \tan^2 \left(45 - \frac{\phi}{2} \right) = Ka = 0,17 \quad (F44)$$

La presión lateral total es la sumatoria de la presión lateral debida a la cuña y la presión lateral debido al prisma, lo mismo sucede con los empujes según la figura.

$$Pc = Ka * H * Dr \quad (F45)$$

$$Eca = \frac{(Ka * H^2 * Dr)}{2} \quad (F46)$$

Dónde:

Pc = Presión lateral debida a la cuña.

Eca = Empuje lateral debido a la cuña.

Si se considera el prisma uno de la figura, esto da origen a una sobre carga, la cual causa una sobre presión lateral y empujes laterales adicionales que son:

$$Pr = Ka * P1 \quad (F47)$$

$$P1 = \frac{Q1}{xb} * 1 \quad (F48)$$

$$Q1 = V1 * Dr \quad (F49)$$

$$V1 = A1 * 1 \quad F50)$$

Dónde:

V1 = Volumen de material contenido en el área uno.

P1 = Presión lateral debida al prisma.

$$Pr = Ka * A1 * \frac{Dr}{H} * \left[\tan \left(45 - \frac{\phi}{2} \right) + \tan \alpha \right] \quad (F51)$$

Como el empuje debido al prisma se define una presión lateral sobre la cara de la excavación por unidad de longitud de elevación, se tiene que:

$$Er = \frac{Ka * A1 * Dr}{Tan \left(45 - \frac{\phi}{2}\right) + Tan \alpha} \quad (F52)$$

La suma de las presiones parciales nos da la presión total lateral.

$$P1 = Pc * Pr = (Ka * H * Dr) + \left[Ka * A1 * \frac{Dr}{H} * Tan \left(45 - \frac{\phi}{2}\right) + Tan \alpha \right] \quad (F53)$$

P1 = Presión lateral total.

De igual manera el empuje total es la sumatoria de los empujes parciales.

$$E1 = Eca + Er = E1 = 1.1 \text{ ton/m} \quad (F54)$$

E1 = Empuje lateral total.

Datos cálculo.

ϕ	= 45°
Dr	= 2,2 Ton/m ³
H	= 1,80 m
A1	= 0,67 m ²
α	= 7,90°
Ka	= 0,17
Pr	= 0,18 Ton/m ²
Er	= 0,49 Ton/m
Pc	= 0,67 Ton/m ²
Eca	= 0,61 Ton/m
P1	= 0,837 Ton/m ²
E1	= 1,1 Ton/m

Para los elementos de sostenimiento es necesario calcular el diámetro del capiz para soportar una carga de Ev = 9,44 T/m.

Diseño del Capiz. Nos basamos en la teoría de Diseño de Ademes. El primer paso es el cálculo de la resistencia a la flexión de la madera (Rt).

$$Rt = \frac{M \text{ máx}}{Wy} \leq \delta s \quad (F55)$$

Dónde:

Rt = Resistencia a la flexión de la madera

Wy = Módulo de sección (madera circular)

δ_s = Esfuerzo permisible para madera de segunda clase (134 Kg/cm²)
M máx= Momento de flexión máxima.

$$M \text{ máx} = qt * \frac{L^2}{8} \quad (F56)$$

Dónde:

M máx = Momento de flexión máxima.
qt = Carga uniformemente distribuida
L = Longitud de la viga (1.60 m)

$$qt = \left(\frac{A3 * \gamma * Ka}{B} \right) * a = qt = 0,91 \frac{\text{Ton}}{\text{m}} \quad (F57)$$

Dónde:

qt = Carga uniformemente distribuida.
a = Separación entre puertas (1,20 m)

El módulo de la sección de la madera rolliza es:

$$Wy = \frac{\pi d^3}{32} \quad (F58)$$

Entonces

$$Rt = \frac{qt * \frac{L^2}{8}}{\frac{\pi d^3}{32}} \quad (F59)$$

El diámetro del capiz es:

$$d \leq 1,084 * \left(qt * \frac{L^2}{\delta_s} \right)^{1/3} \quad (F60)$$

Reemplazando y despejando se tiene:

L = 160 cm
M máx = 0,29 Ton/m|
qt = 9,1 Kg/cm
Rt = 132,85 Kg/cm²
Wy = 219,2 cm³
d = 13,07 cm

En la construcción práctica se considera un diámetro entre 15 y 20 centímetros.

Como se establece $R_t \leq \delta_s$, haciendo la comprobación se determina que $132,85 \text{ Kg/cm}^2 \leq 134 \text{ Kg/cm}^2$, cumple con este precepto.

Ahora se comprueba el esfuerzo al cortante generado sobre el capiz, se establece por la siguiente ecuación.

$$\tau_{M\acute{a}x} = \frac{\frac{4}{3} * 0,5 * q_t * L_b * d_b}{0,785 * d_c^3} \leq \tau_{SF} \quad (F61)$$

Dónde:

$\tau_{M\acute{a}x}$ = Esfuerzo cortante máximo.

τ_{SF} = esfuerzo cortante permisible por el eucalipto (90 Kg/cm^2)

d_c = Diámetro del capiz sometido a esfuerzo cortante (20 cm)

d_b = Separación entre puertas (120 cm)

L_b = Longitud de la viga (160 cm)

Reemplazando se tiene:

$$\tau_{M\acute{a}x} = 18,55 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}$$

El valor calculado es menor que el esfuerzo cortante que resiste la madera, indicando la seguridad del elemento calculado.

Las dimensiones del capiz serán:

Diámetro = 20 cm

Longitud = 160 cm

Diseño de las palancas. El cálculo de las palancas se realizará teniendo en cuenta que los elementos de sostenimiento deben ser uniformes, así el diámetro del capiz corresponderá al de las palancas. Este elemento se comprueba al flambeo mediante la formulación del Libro de Diseño de Ademes:

$$\sigma_{SF} \geq - \frac{0,637 * w * q_t * L_b}{d_y^2} \pm \frac{1,084 * q_y * L_y^2}{d_y^3} \quad (F62)$$

Dónde:

w = Factor de flambeo para la madera.

$q_t = 9,1 \text{ Kg/cm}$

L_b = Longitud del capiz (160 cm)

d_y = Diámetro de la palanca (20 cm)

q_y = Presión minera generada en las paredes de la excavación ($11,0 \text{ Kg/cm}$ (E1))

L_y = longitud de la palanca o altura promedio del túnel (1,80 m)

El factor de flambeo es calculado según la relación:

$$\lambda = \frac{4 * L_y}{d_y} \quad (F63)$$

Siendo:

Ly = Longitud de la palanca (1,80 m)

dy = Diámetro de la palanca (0,20 m)

$$\lambda = 36$$

Con el valor de λ calculado se obtiene un factor de flambeo (w) de 1,32, ver cuadro 22.

Cuadro 22. Factores de flambeo W^a.

λ	$\lambda +$										λ
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
0	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.05	1.06	0
10	1.07	1.08	1.09	1.09	1.10	1.11	1.12	1.13	1.14	1.15	10
20	1.15	1.16	1.17	1.18	1.19	1.20	1.21	1.23	1.23	1.24	20
30	1.25	1.26	1.27	1.29	1.29	1.30	1.32	1.33	1.34	1.35	30
40	1.36	1.38	1.39	1.40	1.42	1.43	1.44	1.46	1.47	1.49	40
50	1.50	1.52	1.53	1.55	1.56	1.58	1.60	1.61	1.63	1.65	50
60	1.67	1.69	1.70	1.72	1.74	1.76	1.79	1.81	1.83	1.85	60
70	1.87	1.90	1.92	1.95	1.97	2.00	2.03	2.05	2.08	2.11	70
80	2.14	2.17	2.21	2.24	2.27	2.31	2.34	2.38	2.42	2.46	80
90	2.50	2.54	2.58	2.63	2.68	2.73	2.78	2.83	2.88	2.94	90
100	3.00	3.07	3.14	3.21	3.28	3.35	3.43	3.50	3.57	3.65	100

Fuente: BIRÓN, Cemal; ARIOGLU, Ergin. Diseño de Ademes en Minas. Editorial Limusa, S.A. México, 1987, tabla 1.13, p. 68

Reemplazando la formula (F62) se tiene:

$$\sigma SF \geq 134 \frac{Kg}{cm^2} \geq 45,232 \frac{Kg}{cm^2} \quad (F62)$$

Del análisis anterior se concluye que las palancas no fallan con este diámetro, debido a que el esfuerzo generado sobre los elementos de sostenimiento es menor que el esfuerzo permisible a la flexión que soporta el eucalipto (134 Kg/cm²).

Por lo tanto el diámetro de las palancas mínimo es de **20 cm**. En cuanto al forro se puede utilizar madera rolliza de 20 cm de diámetro o de 10 cm abierta por la mitad.

Cálculo Densidad de Palancas en Cámaras (Tambores Ensanchados). En el ensanche de tambores se generan cámaras las cuales se deben sostener con tacos en madera para evitar hundimientos de techo.

Nos basamos en la ecuación de Terzaghi:

$$\delta t = \frac{\gamma * B}{K * \tan \phi} \quad (F63)$$

Dónde:

δt = Presión en la entibación (Ton/m²)

γ = Densidad techo inmediato (2,2 Ton/m³)

K = Coeficiente empírico, puede tomarse como K = Re (1,07)

Re = 64,4%

ϕ = Ángulo de fricción interna de la roca de techo = 45° para la arcilla compacta.

Bi = Mitad del ancho de la cámara sujeta a carga.

$$B = Bi + m * \tan(45 - \frac{\phi}{2}) \quad (F64)$$

Dónde:

Bi = Mitad del ancho real de la cámara (5 m)

m = Espesor del manto (1,60 m)

δt = Presión en la entibación (Ton/m²)

Reemplazando en las formulas (F63) y (F64) se tiene que:

$$B = 5,66 \text{ m}$$

$$\delta t = 11,64 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^2}$$

La densidad de las palancas depende del valor máximo a la comprensión de la madera que para este caso es de 60 Kg/cm². Tomando madera de 20 cm de diámetro (314,16 cm²). La comprensión será:

$$cm = 314,16 \text{ cm}^2 * 60 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2} = cm = 18,85 \frac{\text{Ton}}{\text{palanca}}$$

La densidad de las palancas será:

$$dp = \frac{\delta t}{cm}$$

Manto Uno:

$$dp = 0,62 \frac{\text{palanca}}{\text{m}^2}$$

4.5.4 Redes de Ventilación. La ventilación es un factor primordial para las explotaciones subterráneas; un caudal adecuado permite tener un buen ambiente de trabajo. Dentro de los objetivos de la ventilación en las minas subterráneas se tienen los siguientes:

Permitir la normal e higiénica respiración del personal.
Diluir y evacuar gases y polvos.
Regular la temperatura en las labores.
Facilitar la refrigeración de los equipos.
Estabilizar la humedad relativa.
Garantizar las condiciones adecuadas de trabajo.

Esto implica la necesidad de instalar ventilación principal y ventilación auxiliar, generando una atmósfera limpia y fresca tanto al personal que labora dentro de la mina como a los equipos que allí se encuentran (ver anexo W. plano 3).

La ventilación en minería bajo tierra puede darse de forma natural o forzada cuando las condiciones lo requieren. El proyecto requiere el cálculo de una ventilación forzada mediante un ventilador principal.

Se calcula el ventilador en base a las condiciones máximas y extremas que se presentan en la explotación de la mina. Se proyecta el circuito con un ventilador aspirante en superficie para evacuar el caudal de aire viciado dentro de las labores bajo tierra.

Determinación del caudal de aire necesario. El cálculo se basa en la siguiente formulación.

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + Q_3 \quad (F65)$$

Dónde:

Q_t = Caudal total de aire.

Q₁ = caudal de aire necesario para la respiración del personal y se determina en función del consumo unitario que establece el Código de Minas, que es 6 m³/min (q) para cada persona.

Así:

$$Q_1 = N * q \quad = \quad Q_1 = 84 \frac{m^3}{min} \quad (F66)$$

Dónde:

N = Número de personas máximo en la Mina bajo tierra, las cuales corresponde a picadores (6 personas), entibadores (6 personas) y envasadores (2 personas), para un total de 14 personas.

Q2 = Caudal de aire para evacuar polvos, debido al arranque, paleo y transporte del mineral. Se requieren 0,15 m³/min de aire por m² de sección. En el cálculo se incluye la sección en desarrollo, preparación y explotación:

$$\text{Área de desarrollo} = 3,33 \text{ m}^2 \text{ (máxima)}$$

$$\text{Área de preparación} = 3,92 \text{ m}^2 \text{ (máxima)}$$

$$\text{Área en explotación} = 16 \text{ m}^2 \text{ (máxima)}$$

$$A_{\text{total}} = \text{Área de desarrollo} + \text{Área de preparación} + \text{Área en explotación}$$

$$A_{\text{total}} = 23,25 \text{ m}^2$$

$$Q2 = (0,15 \frac{\text{m}^3}{\text{min} \cdot \text{m}^2} * 23,25 \text{ m}^2) = Q2 = 3,5 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Q3 = Caudal necesario para evacuar los gases de grisú, en base a la producción máxima diaria de carbón de 37,55 toneladas (máxima) en explotación, en minas no grisutuosas se puede desprender entre 0 – 5 m³ de grisú diarios por cada tonelada de carbón arrancado. Para efectos de cálculo se considera un desprendimiento de 0,5 m³/ Ton de acuerdo a la norma de 1% de CH₄ permisibles en el aire.

Se tiene:

$$\text{Grisú} = 0,5 \frac{\text{m}^3}{\text{ton}} * 37,55 \frac{\text{Ton}}{\text{Día}} = \text{Grisú} = 18,775 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \text{ ó } 0,0224 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Incrementamos en un 25% por pérdidas de aire, se tiene:

$$Q3 = 2,25 * 1,25 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} = Q3 = 2,81 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Por lo tanto el caudal necesario para la mina sería:

$$Qt = 90,31 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \text{ ó } 1,50 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}} \quad (F65)$$

El caudal de aire total que debe suministrar el ventilador se puede incrementar en un 30% para tener en cuenta las pérdidas en las puertas y exclusas¹⁴.

$$Qf = (0,30 * Qt) + Qt = Qf = 1,95 \frac{\text{m}^3}{\text{seg}}$$

Determinación de la Depresión: para originar un circuito de ventilación es necesaria una diferencia de presión que venza las resistencias en las labores donde pasa el caudal de aire. Estas se determinan con las siguientes fórmulas:

$$R = \frac{(K * P * L)}{s^2} \quad (F67)$$

¹⁴ HERRERA VIANCHÁ, Alonso. Elementos de ventilación de minas. Requerimientos y cálculos de ventilación. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. [s.l.] [s.n.] [s.f.]. p. 28.

Siendo:

R = Factor de Resistencia ($\text{Kg} \cdot \text{seg}^2/\text{m}^8$)

K = Coeficiente de rozamiento aerodinámico de la vía ($0,005 \text{ Kg} \cdot \text{seg}^2/\text{m}^4$)

P = Perímetro de la vía (m)

L = Longitud máxima de la labor (m)

S = Área de la labor (m^2)

El valor de K se debe corregir, ya que viene dado al nivel del mar. La corrección se hace a partir de la siguiente relación:

$$Z = \frac{W_o}{W_h} \quad (F68)$$

Dónde:

Z = Corrección por altura.

Wo = Peso específico del aire a la altura de la mina (Kg/m^3)

Wh = Peso específico del aire en condiciones normales ($1,1683 \text{ Kg}/\text{m}^3$)

Wo se calcula a la altura de la mina, así:

$$W_o = \frac{0,455 \cdot P_b}{273^\circ + t} \quad (F69)$$

Siendo:

Pb = Presión barométrica (mm de Hg)

t = Temperatura promedio (15° C)

Para calcular Pb a la altura de la mina se aplica:

$$P_b = 760 \left[1 - \frac{0,0068 \cdot h}{T} \right]^{5,255} \quad (F70)$$

Dónde:

h = Altura de la mina sobre el nivel del mar (2.100 m.s.n.m)

T = temperatura absoluta (302° C)

Reemplazando (F70), (F69) y (F68) se tiene:

$$P_b = 597,44 \text{ mm Hg} \quad (F70)$$

$$W_o = 0,943 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} \quad (F69)$$

$$Z = 0,807 \quad (F68)$$

Como el factor K es de $0.005 \text{ Kg} \cdot \text{seg}^2/\text{m}^4$ la corrección será:

$$K = 0,005 \frac{\text{Kg} \cdot \text{seg}^2}{\text{m}^4} * 0,807 = K = 0,004035 \frac{\text{Kg} \cdot \text{seg}^2}{\text{m}^4}$$

En el siguiente cuadro se presentan los valores de resistencia al paso de la corriente en el circuito de ventilación; se considera el recorrido de mayor longitud por ser el que da mayor resistencia.

Cuadro 23. Cálculo de la resistencia de la mina.

VÍA	K ($\frac{Kg * seg^2}{m^4}$)	L (m)	P (m)	S (m ²)	R ($\frac{Kg * seg^2}{m^8}$)
Inclinado Principal	0,004035	160	7,33	3,33	0,42676
Nivel	0,004035	187	7,98	3,92	0,39185
Tambor	0,004035	30	6,40	1,80	0,23911
Inclinado Salida	0,004035	130	6,40	2,56	0,51226
TOTAL					1,56998

Fuente: Resultado del estudio.

Cálculo de la Depresión total. Se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$Ht = Rt * Qt^2 \quad (F71)$$

Dónde:

Ht = Depresión total (m.m.c.a).

Rt = Factor de resistencia total ($24,9545 \frac{Kg * seg^2}{m^8}$)

Pérdidas por choque = 15%

$$Rt = 24,9545 + 3,743175 = Rt = 28,69767 \frac{Kg * seg^2}{m^8}$$

$$Qt = 2,091 \frac{m^3}{seg}$$

$$Ht = 212,2771 \text{ m.m.c.a} \quad (F71)$$

Cálculo de la Potencia del Ventilador. Se calcula mediante la siguiente expresión:

$$Pe = \frac{Qt * Ht * f.s}{102 * n} \quad (F72)$$

Dónde:

Pe = Potencia efectiva del ventilador (Kw)

f.s = Factor de seguridad (2,0)

n = Eficiencia del ventilador (80%)

Reemplazando en la (F72) se tiene:

$$Pe = 14,15 Kw \text{ ó } 18,97 Hp$$

El ventilador principal a utilizar será aspirante de 20 Hp.

Todo frente de trabajo debe estar recorrido de manera permanente por una corriente de aire limpio y fresco de manera que en aquellos frentes ciegos se debe contar con un servicio de ventilación auxiliar que tome de la corriente principal cierta cantidad de aire y lo lleve al sitio requerido en este caso el frente ciego, esta ventilación es soplante y la cantidad a suministrar se debe calcular en la misma forma de la corriente principal.

Según lo proyectado para la producción esperada se necesita dos frentes en explotación (dos tambores en ensanche), dos frentes más alternados entre desarrollo y preparación o solo preparación, por lo tanto se debe contar por lo menos con dos ventiladores auxiliares para prestación del servicio con capacidad de 2 Hp cada uno.

Como medidas de seguridad en materia de ventilación se deben tener en cuenta la adecuada capacitación del personal, abstenerse a entrar a frentes o sitios que no estén debidamente ventilados, monitoreo periódico de gases los cuales deben contar con tableros de registro en lugares estratégicos, laborar preferiblemente en parejas.

4.5.5 Carrilera. Para proyecto se plantea el uso de carrilera en las labores de desarrollo y preparación, (ver cuadro 24), teniendo en cuenta las siguientes características.

Ancho de trocha = 500 m.

Longitud de polín = 1,7 veces ancho de trocha = $1,7 * 0,5 \text{ m} = 0,85 \text{ m}$.

Sección de polín = $10 * 15 \text{ cm}$

Rieles de $(8 * 8 * 300) \text{ cm}$

Separación entre polines = 1,0 m

Accesorios en carrilera.

Cuadro 24. Consumo de materiales en la carrilera.

LABOR	LONGITUD (m)	N° POLINES	N° CLAVOS	N° RIELES
INCLINADO MANTO UNO	160,00	160	320	107
NIVELES MANTO UNO	2.260,30	2.261	4.522	1.507
TOTAL	2.420,30	2.421	5.842	1.614

Fuente: Resultado del estudio.


4.5.6 Alumbrado. La mina contará con un adecuado sistema de iluminación el cual estará compuesto de alumbrado permanente de vías por las cuales se desarrollan labores, cruces activos, localización de ventilación auxiliar y el pozo de bombeo; los cables de la red eléctrica deben ser encauchetados. Las conexiones eléctricas entre cables deben estar protegidas en sus uniones por medio de cajas de conexión; para la iluminación se contará con lámparas de seguridad eléctricas fluorescentes de 20 Wats, protegidas con un acrílico de alta resistencia a los golpes y a la compresión, las bombillas deberán ir protegidas por una malla y el sistema de alumbrado deberá estar conectado al circuito eléctrico que alimenta la mina con dispositivos de conexión de seguridad localizados en sitios adecuados que permitan energizar y des-energizar la vía que se desea este iluminada.

Adicionalmente cada trabajador deberá contar con una lámpara de dotación para el alumbrado personal la cual deberá cumplir con las normas de seguridad, preferiblemente de batería seca.

4.5.7 Señalización. Las señales son medios de comunicación cuya función es prevenir accidentes para trabajar de manera cómoda dentro de la mina. Se deben instalar en lugares adecuados.









Se pueden utilizar señales visuales: giros concéntricos de las lámparas, movimientos horizontales, movimientos verticales de las lámparas, entre otros. También se pueden emplear señales sonoras como timbres, golpes en el coche etc., (ver cuadro 25 y figura 16).

Cuadro 25. Código de señales en minería bajo tierra.

ACÚSTICAS			ÓPTICAS			SIGNIFICADO
<i>Pito</i>	<i>Timbre</i>	<i>Campana o golpe</i>	<i>Alumbrado o apagón</i>	<i>Con lámpara encendida</i>	<i>Timbre con bombillo</i>	
Una	Una	Una	Uno	Círculos concéntricos	Una	Pare
Dos	Dos	Dos	Dos	Bajar y subir verticalmente	Dos	Atrás, Retroceda
Tres	Tres	Tres	Tres	Horizontalmente de un lado a otro	Tres	Siga
Más de tres	Más de tres	Más de tres	Más de tres		Más de tres	Atención

Fuente. Ministerio de Minas y Energía. Reglamento de seguridad en las labores subterráneas. Decreto 1335 de 1987. Bogotá, 1987.

Figura 16. Señalización en la mina.

SEÑALIZACIÓN MINA	
	PELIGRO CAIDA DE MATERIAL ESTERIL
	PELIGRO CAIDA DE CARBÓN EN EL PATIO
	PELIGRO CRUCE DE VAGONETA
	PELIGRO CUIDADO CON EL CABLE
	PELIGRO MINA EN DERRUMBE
	PRECAUCION ZONA DE TAMBORES DE VENTILACIÓN
	PROHIBIDO BOTAR BASURAS Y SOBRANTES
	PROHIBIDA LA ENTRADA A PARTICULARES
	PROHIBIDO FUMAR

Fuente. Ministerio de Minas y Energía. Reglamento de seguridad en las labores subterráneas. Decreto 1335 de 1987. Bogotá, 1987.

Los anteriores dos tipos de señales deben ser apoyados mediante carteles ubicados en sitios estratégicos de la mina.

Utilice sus elementos de seguridad.

Prohibida la entrada a menores de edad.

No pase, derrumbes en la vía.

Prohibido fumar.

Evite accidentes.

Peligro salida de coches.

Prohibida la entrada a personal no autorizado.

4.5.8 Estériles. El estéril que se genera proviene del corte en roca durante el avance de los inclinados y de los niveles, este material será dispuesto en sitios abandonados bajo tierra.

4.5.9 Personal. Para el proyecto, el personal se distribuye de acuerdo a las funciones y necesidades de producción planteada; por lo tanto este se va incrementando con el aumento de la producción dentro de los 30 años de duración. Básicamente el personal requerido es el siguiente:

Cuadro 26. Personal requerido.

No	OFICIO	CANTIDAD
1	Malacateros	1
2	Picadores / entibadores	12
3	Envasadores	2
4	Oficios varios	1
5	Mantenimiento	1
6	Servicios generales	1
7	Ingeniero en Minas	1
8	Secretaria	1
TOTAL		20

Fuente: Resultado del estudio.

4.5.10 Servidumbres. Se requiere una servidumbre para la apertura de bocaminas, la localización de la tolva y patio de acopio, las cuales a la fecha están siendo objeto de negociación con los propietarios de los predios.

4.5.11 Instalaciones y adecuaciones. En la actualidad no existe ningún tipo de instalaciones, es por esto que en corto plazo se construirá un patio techado para mantener el carbón, un botadero de estériles, y se acondicionará el área aledaña a la boca mina para el almacenamiento de la carga y la caseta en madera para el malacate, y en el mediano plazo se construirá el invernadero en donde se dispondrán plantas nativas para realizar el control de los efectos de remoción en masa y la restauración de la vegetación nativa de la zona, junto con un campamento para 15 personas en un área aledaña a la boca mina actual con los servicios públicos básicos.

5. EVALUACIÓN Y MANEJO AMBIENTAL

5.1 IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS

La evaluación de impactos ambientales se basa en el conocimiento de los ecosistemas y las actividades del proyecto, definiéndose para cada interacción su importancia en el espacio y el tiempo.

El procedimiento a seguir, es definir el estado actual de cada uno de los componentes ambientales en el área (Línea base ambiental), para luego proceder a identificar los impactos sobre cada uno de estos componentes.

El análisis previo de los impactos ambientales identificados, considerando la información y condiciones del proyecto actual, así como las medidas correctoras correspondientes (ver anexo I).

5.2 EVALUACIÓN DE IMPACTOS

La valoración cualitativa de impactos fue efectuada mediante una matriz del tipo causa – efecto, en la elaboración de ésta fue necesario identificar las características, criterios y definiciones (ver anexo J), la matriz consiste en un cuadro de doble entrada en cuyas columnas figuran las acciones impactantes y dispuestas en filas los factores medio ambientales susceptibles de recibir impactos, para posteriormente, obtener una valoración de los mismos. Cada casilla de cruce en la matriz o elemento tipo, define el efecto de cada acción impactante sobre cada factor ambiental impactado.

Una vez identificadas las acciones y los factores del medio que presumiblemente serían impactados por aquellas, la matriz de importancia (ver anexos K a M), permitió obtener una valoración cualitativa del impacto ambiental, y de esta manera la elaboración de las fichas técnicas, (ver cuadros 27 al 31).

Cuadro 27. Contenido de fichas técnicas.

1. ELEMENTO AFECTADO	Factores bióticos físicos o socioeconómicos involucrados
2. IMPACTO A MITIGAR	Una vez identificado el elemento afectado se procede a evaluar a cual o cuales de sus efectos se encamina la medida
3. CAUSAS DEL IMPACTO	Actividad del proyecto que genera el impacto. Hace referencia a las actividades del proyecto que origina el o los impactos en cada uno de los componentes ambientales.

Cuadro 27. (Continuación).

4. LOCALIZACIÓN		Área de ejecución, se refiere al sitio donde deben aplicarse las medidas ambientales recomendadas.
5. MEDIDAS IMPLEMENTAR	A	Corresponde a las acciones específicas del proyecto que deben ser realizadas para la mitigación, control y recuperación de los impactos a los cuales se destina la ficha.
6. MOMENTO DE EJECUCIÓN	DE	Indica el plazo y lapso de tiempo que se requiere para la realización de las acciones descritas y el momento oportuno dentro de la ejecución del proyecto en el cual se realice dicha acción.

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 28. Ficha No 1. Alteraciones sobre flora u fauna.

FICHA No. 1		
ALTERACIONES SOBRE FLORA Y FAUNA		
1.OBJETIVOS		<ul style="list-style-type: none"> • Conservar las especies, tanto de fauna y flora, que se encuentra en un proceso acelerado de degradación, producto de la actividad minera.
2. ELEMENTO AFECTADO		<ul style="list-style-type: none"> • Edafológico, paisajístico, flora y fauna.
3. IMPACTO MITIGAR	A	<ul style="list-style-type: none"> • Eliminación de hábitats vegetales terrestres para la fauna. • Pérdida de la cobertura vegetal. • Modificación del Paisaje. • Deterioro de la calidad visual del paisaje. • Cambios en el comportamiento de la fauna.
4. CAUSAS DEL IMPACTO		<ul style="list-style-type: none"> • Remoción y pérdida de la cobertura vegetal. • Tala indiscriminada de bosques. • Descargas de aguas ácidas provenientes de la mina.
5. LOCALIZACIÓN		<ul style="list-style-type: none"> • Área de Estudio.
6. MEDIDAS A IMPLEMENTAR		<ul style="list-style-type: none"> • Reforestación con especies nativas de los ecosistemas afectados. • Evitar al máximo la remoción de material vegetal y realizar la conservación de toda la vegetación existente. • Concientizar al personal que labora en al mina con el objeto de evitar daños innecesarios a la flora y fauna aledaña a las zonas de explotación.
7. MOMENTO DE EJECUCIÓN		<ul style="list-style-type: none"> • Se debe ejecutar desde el inicio del proyecto minero y durante el desarrollo del mismo.

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 29. Ficha No 2. Programa de reforestación.

FICHA No. 2	
PROGRAMA DE REFORESTACIÓN	
1.OBJETIVOS	<ul style="list-style-type: none"> Fomentar la recuperación paisajística del área intervenida.
2. ELEMENTO AFECTADO	<ul style="list-style-type: none"> Suelo, vegetación, agua y fauna.
3. IMPACTO A MITIGAR	<ul style="list-style-type: none"> Erosión de la cobertura vegetal. Disminución del hábitat de flora y fauna. Deterioro de la calidad visual del paisaje. Pérdida de la cobertura vegetal.
4. CAUSAS DEL IMPACTO	<ul style="list-style-type: none"> Remoción y pérdida de la cobertura vegetal. Ejecución de las actividades del proyecto minero. Contaminación Atmosférica.
5. LOCALIZACIÓN	<ul style="list-style-type: none"> Área de Estudio.
6. MEDIDAS A IMPLEMENTAR	<ul style="list-style-type: none"> Reforestación con especies nativas de los ecosistemas afectados. Colocar capas de pasto en forma de cespeditos o cuadros para ser utilizadas en las áreas desprovistas de cobertura vegetal. Establecer pantallas visuales mediante la siembra de árboles, arbustos y pasto.
7. MOMENTO DE EJECUCIÓN	<ul style="list-style-type: none"> Se debe ejecutar desde el inicio del proyecto minero y durante el desarrollo del mismo.

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 30. Ficha No 3. Manejo y control de aguas.

FICHA No. 3	
MANEJO Y CONTROL DE AGUAS	
1.OBJETIVOS	<ul style="list-style-type: none"> Conservar las fuentes hídricas aledañas a la zona de explotación minera.
2. ELEMENTO AFECTADO	<ul style="list-style-type: none"> Suelo, agua.
3. IMPACTO A MITIGAR	<ul style="list-style-type: none"> Cambios en las características físico-químicas del agua. Alteración de los desagües naturales. Contaminación de las aguas superficiales. Alteración del régimen de caudales superficiales.
4. CAUSAS DEL IMPACTO	<ul style="list-style-type: none"> Impacto de las aguas lluvias sobre el suelo desprotegido provocando arrastre de material. Intervención en los desagües naturales. Vertimientos de aceites disueltos y sólidos en suspensión.

Cuadro 30 (Continuación).

5. LOCALIZACIÓN	<ul style="list-style-type: none"> • Área de Estudio. • Áreas de Influencia.
6. MEDIDAS A IMPLEMENTAR	<ul style="list-style-type: none"> • Reforestación con especies nativas. • Recolección de aceites. • Tratamiento de aguas residuales. • Construcción de sedimentadores.
7. MOMENTO DE EJECUCIÓN	<ul style="list-style-type: none"> • Estas medidas se ejecutarán al mismo tiempo que se va desarrollando el proyecto.

Fuente: Resultado del estudio.

Cuadro 31. Ficha No 4. Alteraciones de los suelos.

FICHA No. 4	
ALTERACIONES DE LOS SUELOS	
1.OBJETIVOS	<ul style="list-style-type: none"> • Evitar el proceso erosivo y controlar la degradación de los suelos cercanos a las explotaciones mineras.
2. ELEMENTO AFECTADO	<ul style="list-style-type: none"> • Suelos y capa vegetal.
3. IMPACTO A MITIGAR	<ul style="list-style-type: none"> • Ocupación del suelo fértil. • Efectos edáficos negativos. • Hundimientos del terreno. • Generación del proceso erosivo
4. CAUSAS DEL IMPACTO	<ul style="list-style-type: none"> • Remoción y pérdida de la cobertura vegetal. • Acumulación de residuos provenientes de la mina. • Operaciones de explotación minera. • Tráfico de volquetas y maquinaria.
5. LOCALIZACIÓN	<ul style="list-style-type: none"> • Área de ejecución del proyecto.
6. MEDIDAS A IMPLEMENTAR	<ul style="list-style-type: none"> • Retirada y acopio de la tierra de las zonas ocupadas por la explotación. • Diseño de un modelo de recuperación que permita la utilización productiva y ecológica del terreno una vez explotado. • Reforestación del paisaje en el área afectada con especies nativas. • Construcción de cunetas para evitar que las aguas de escorrentía aumenten la degradación del suelo.
7. MOMENTO DE EJECUCIÓN	<ul style="list-style-type: none"> • Se debe ejecutar desde el inicio del proyecto minero y durante el desarrollo del mismo.

Fuente: Resultado del estudio.

6. ASPECTOS GENERALES PARA EL PLAN DE CIERRE Y RESTAURACIÓN

6.1 OBJETIVOS

Determinar los procedimientos de cierre y restauración de las áreas explotadas a medida que se alcance la configuración final.

Incorporar al paisaje las áreas explotadas y los terrenos utilizados en el correspondiente título minero HKN – 08071.

Realizar los controles de erosión, revegetación y paisaje adecuados para el sitio donde sea efectuada la explotación y sus actividades inherentes.

6.2 ETAPA DE APLICACIÓN

Se realizará durante la etapa de explotación del título minero HKN – 08071, para que de esta manera al llegar a la configuración final de la explotación el programa de cierre y restauración se haya adelantado, y de esta manera ocasionar el menor impacto sobre la comunidad y el medio circundante.

Una vez se haya terminado la actividad minera en la zona, se realizarán las siguientes actividades:

6.2.1 Sostenimiento. Tiene que ver con todos los trabajos que se deben realizar durante la etapa de explotación y una vez esta concluya y se disponga el abandono de la mina con el fin de evitar fenómenos de subsidencia.

Los machones de protección, son pilares que se dejan tanto en las etapas de desarrollo y preparación, pero que son fundamentales durante la explotación porque contribuyen al sostenimiento cuando se abandonen las labores e impiden que a causa de este abandono puedan ocurrir fenómenos de subsidencia que pueden provocar en superficie problemas de inestabilidad.

De acuerdo con el Planeamiento Minero, en este estudio se aconseja, que los machones de protección tengan un ancho de cinco metros (5 m).

Una vez concluida la explotación, en aquellos sitios donde se presente inestabilidad, por la presencia de fallas locales o porque localmente los respaldos no son competentes y exista el riesgo de desprendimientos dentro de la mina, que se pueden reflejar en superficie con hundimientos, se hace necesario reforzar generalmente con tacos con cabecera, aunque dependiendo de las características del fenómeno, no se descarta el uso de puerta alemana.

6.2.2 Desmonte de infraestructura. El desmonte de la infraestructura existente en las diferentes minas, tales como enramadas, tolvas de carga y estructuras de retención de la zona de acopio.

Estas medidas se realizarán durante el último trimestre, una vez se termine la etapa de explotación.

6.2.3 Sellamiento de bocaminas. El sellamiento de todas las bocaminas existentes en el área del contrato de concesión HKN – 08071, se realizarán mediante una pared de concreto a una profundidad no mayor de veinte metros (20 m) sobre el acceso principal y boca vientos o tambores de ventilación, dicha pared será reforzada utilizando los estériles como sistema de sostenimiento, relleno así el acceso a las minas.

Durante el abandono de las minas se readecuará con la ayuda de los estériles la morfología de las áreas afectadas y se cercará con postes de madera y alambre de púas las bocaminas, boca vientos o tambores de ventilación, reconstruyendo y adecuando la morfología de estas áreas afectadas, seguido por un programa intensivo de revegetación con pastos y arbustos nativos.

Cuadro 32. Cronograma de actividades del plan de cierre.

N°	CONCEPTO	AÑOS DE EXPLOTACIÓN							
		PENÚLTIMO AÑO				ÚLTIMO AÑO			
		1 TRIM.	2 TRIM	3 TRIM	4 TRIM	1 TRIM.	2 TRIM	3 TRIM	4 TRIM
1	Cierre de áreas intervenidas.								
2	Cierre de minería subterránea.								
3	Clausura de botaderos.								
4	Clausura de vías e infraestructura.								

Fuente: Resultado del estudio.

El cierre se efectuará durante los dos últimos años de la explotación minera.

7. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO

En este capítulo se define la evaluación económica del proyecto, con determinación de los requerimientos a corto plazo (cinco primeros años de vida del proyecto), donde se definen las inversiones a realizar y la financiación del mismo, se determinan los costos que se generan en el desarrollo del proyecto.

7.1 INVERSIONES.

Las inversiones comprenden la totalidad de los bienes adquiridos con el propósito de adelantar las actividades de producción; para realizar la evaluación económica, se debe tener en cuenta las inversiones en equipos e infraestructura.

7.1.1 Inversiones existentes. Valorizadas actualmente por el titular del contrato de concesión, en donde se incluyen los activos que por su estado de conservación y tiempo de adquisición o mejoras son susceptibles de depreciar (ver anexo N).

Cabe resaltar que la depreciación es una herramienta de carácter tributario que permite a la empresa ajustar el valor de los activos a medida que transcurre el tiempo.

La infraestructura y la maquinaria sufren una depreciación que depende de su vida útil. Dicho valor es calculado por el método de línea recta:

$$D = \frac{(P - L)}{n}$$

Donde

D = depreciación (\$/año)

P = valor del activo (\$)

L = valor de salvamento (para equipos se toma por lo general del 10% del valor comercial)

n = vida útil del activo (en este caso los equipos fueron depreciados a 5 años).

7.1.2 Inversiones a realizar. La evaluación de las inversiones a realizar en el primer año se hace para determinar el capital inicial necesario para asegurar la estabilidad del proyecto, de tal modo que los objetivos de producción programados en el Planeamiento Minero sean llevados a cabo (ver anexo O).

7.1.3 Capital de trabajo. Es una cierta cantidad de dinero, destinada para afrontar los gastos más significativos, sobre todo durante el primer año del proyecto ya que durante este periodo la producción de carbón es baja y los costos de producción

son altos. Los gastos más grandes están representados principalmente en la mano de obra, madera e infraestructura.

Para determinar la amortización del financiamiento se hace el cálculo del capital de trabajo. El capital de trabajo tiene un valor entre el 25% y el 35% del total de las inversiones a realizar, por tal motivo para este caso se toma como capital de trabajo la suma de \$ 24.815.000, que equivale al 25% del total de las inversiones a realizar.

El monto total de las inversiones a realizar es de \$ 124.075.000, por tanto, se propone tramitar un crédito con alguna entidad bancaria (Banco Agrario, Mega Banco, Caja Social de Ahorros, entre otros). Cumpliendo con lo anterior, la amortización del préstamo estaría determinada así:

Monto = Inversión a realizar + capital de trabajo.

Monto = \$ 124.075.000.

El valor de la cuota a amortizar se calcula mediante la ecuación de recuperación de capital, (ver anexo P), así:

$$A = \frac{P * i * (1 + i)^n}{[(1 + i)^n - 1]}$$

Dónde:

P = Monto del préstamo más interese al final del año uno (1)

i = Tasa de interés anual (20,22%)¹⁵

n = Periodo de amortización en años cuatro (5)

A = Cuota de amortización a partir del segundo año.

7.2 COSTOS DE OPERACIÓN

En un proyecto los costos calculados son básicamente de dos tipos, los costos de capital o inversión (son todos aquellos que se necesitan para poner en marcha inicialmente el proyecto) y costos de operación (son todos aquellos gastos incurridos desde el inicio de labores hasta el cierre necesarios para el buen funcionamiento del proyecto, en todas las actividades del mismo), estos son importantes ya que éstos entregarán conclusiones determinantes para evaluar correctamente la rentabilidad del proyecto a realizar.

¹⁵ Página web del Banco de la República (www.banrep.gov.co), consultada el día 24 de Noviembre de 2014.

7.2.1 Costos por mano de obra. Teniendo en cuenta la proyección de producción se estima el personal a operar, luego se procedió a establecer la remuneración para cada actividad con un sueldo básico mensual. Se realiza de esta manera dado que en minería se paga por destajo el cual facilita un buen control en la producción y la búsqueda por parte del trabajador de mejorar los rendimientos (ver anexos Q y R).

Todo empleador debe liquidar sobre su nómina mensual los aportes para-fiscales los cuales se calculan en 56,79% y están compuestos por salud (8%), Riesgos profesionales (6,96%), cesantías (8,33%), prima (8,33%), pensión (12%), SENA (2%), caja de compensación (4%), Vacaciones (4,17%) e ICBF (3%).

7.2.2 Costos de suministros, materiales y herramienta. Son todos aquellos necesarios para el funcionamiento de la mina (equipos e instalaciones se deprecian, los préstamos se amortizan). Su valor es calculado con un aumento año tras año del 3,02% que corresponde al promedio de la inflación¹⁶ (ver anexo S).

7.2.3 Costos ambientales.

Cuadro 33. Costos por programas ambientales.

DESCRIPCIÓN	VALOR ANUAL
Programa de control de emisiones atmosféricas	\$ 6.400.000
Programa de Manejo de gases y material particulado	\$ 7.540.000
Programa de manejo de recursos hídricos	\$ 6.000.000
programa manejo del recurso suelo	\$ 7.100.000
Programa de manejo paisajístico y de ecosistemas	\$ 3.000.000
Programa de manejo socioeconómico	\$ 8.500.000
Programa de desmantelamiento, cierre y restauración	\$ 2.000.000
TOTAL amortización 20%	\$ 40.540.000

Fuente: Resultado del estudio.

7.2.4 Costos por pago de regalías. Cuando el proyecto entra en etapa de explotación el impuesto que se debe pagar es las regalías, estas no tienen un valor fijo estipulado puesto que es un porcentaje del valor de la tonelada en boca de mina (precio y porcentaje fijado por la Unidad de Planeación Minero Energética UPME, para cada trimestre), este valor se calcula de las siguiente forma:

$$V = C * P * R$$

¹⁶ Página web del Banco de la República (www.banrep.gov.co), consultada el día 24 de Noviembre de 2014.

Dónde:

V = Valor a pagar por concepto de regalías.

C = Cantidad de mineral explotado.

P = Precio base del mineral.

R = porcentaje (%) de regalías fijada para minería de carbón.

De acuerdo con esta fórmula, y teniendo como referencia la resolución número 289 del 27 de Junio de 2014 emitida por la U.P.M.E., en donde se fija el precio base para la liquidación de regalías por tonelada de carbón en boca mina de \$ 80.365¹⁷, y el valor a pagar por regalías del 5% sobre la producción en boca mina.

Con base en esto, se realiza un estimativo del valor de las regalías a pagar por los próximos cinco (5) años, con un incremento anual del 5% en el precio base para la liquidación de regalías por tonelada de carbón en boca mina (ver anexo T).

7.2.5 Resumen de costos. Corresponde al total de los costos presentados para la realización del presente proyecto, (ver cuadro 34).

7.3 RENTABILIDAD DEL PROYECTO.

7.3.1 Margen de utilidades. Ingresos brutos. Corresponden al producto obtenido de multiplicar la producción anual por el precio base en boca mina del mineral (ver anexo U).

Utilidad bruta. Resulta de la diferencia entre los ingresos brutos o ventas y los costos de operación.

Utilidad operacional. Diferencia entre la utilidad bruta y los gastos de administración.

Utilidad del ejercicio o renta gravable. Es la diferencia entre la utilidad operacional y los gastos financieros (interés a pagar en la entidad bancaria).

Impuestos. Corresponde al 33% el cual incluye el impuesto de renta y el impuesto del CREE para personas jurídicas.

¹⁷ Página web del Ministerio de Minas y Energía (www.minminas.gov.co/documentos), consultada el día 24 de Noviembre de 2014.

Cuadro 34. Resumen total de costos de producción.

CONCEPTO	AÑO 1		AÑO 2		AÑO 3		AÑO 4		AÑO 5	
	\$/AÑO	\$/TON	\$/AÑO	\$/TON	\$/AÑO	\$/TON	\$/AÑO	\$/TON	\$/AÑO	\$/TON
PERSONAL										
Mano de obra	\$ 201.600.000	\$ 23.718	\$ 230.400.000	\$ 20.035	\$ 266.400.000	\$ 18.372	\$ 295.200.000	\$ 16.869	\$ 324.000.000	\$ 15.805
Prestaciones	\$ 120.960.000	\$ 14.231	\$ 138.240.000	\$ 12.021	\$ 159.840.000	\$ 11.023	\$ 177.120.000	\$ 10.121	\$ 194.400.000	\$ 9.483
Subtotal	\$ 322.560.000	\$ 37.948	\$ 368.640.000	\$ 32.056	\$ 426.240.000	\$ 29.396	\$ 472.320.000	\$ 26.990	\$ 518.400.000	\$ 25.288
COSTOS DE SUMINISTROS, MATERIALES Y HERRAMIENTA.										
Herramienta	\$ 4.440.500	\$ 522	\$ 5.634.164	\$ 490	\$ 6.927.714	\$ 478	\$ 8.294.257	\$ 474	\$ 9.737.020	\$ 475
Sostenimiento	\$ 70.050.000	\$ 8.241	\$ 144.331.020	\$ 12.551	\$ 297.379.634	\$ 20.509	\$ 612.720.997	\$ 35.013	\$ 1.262.450.342	\$ 61.583
Elementos de seguridad	\$ 4.380.000	\$ 515	\$ 9.024.552	\$ 785	\$ 18.594.187	\$ 1.282	\$ 38.311.463	\$ 2.189	\$ 78.936.938	\$ 3.851
Subtotal	\$ 78.870.500	\$ 9.279	\$ 158.989.736	\$ 13.825	\$ 322.901.535	\$ 22.269	\$ 659.326.717	\$ 37.676	\$ 1.351.124.300	\$ 65.909
OTROS COSTOS										
Programas ambientales	\$ 8.108.000	\$ 954	\$ 8.108.000	\$ 705	\$ 8.108.000	\$ 559	\$ 8.108.000	\$ 463	\$ 8.108.000	\$ 396
Regalías	\$ 34.155.125	\$ 4.018	\$ 49.906.665	\$ 4.340	\$ 67.959.859	\$ 4.687	\$ 88.582.161	\$ 5.062	\$ 112.069.088	\$ 5.467
Subtotal	\$ 42.263.125	\$ 4.972	\$ 56.628.369	\$ 4.924	\$ 72.344.749	\$ 4.989	\$ 89.511.466	\$ 5.115	\$ 108.234.264	\$ 5.280
TOTAL COSTOS	\$ 443.693.625	\$ 52.199	\$ 585.644.401	\$ 50.926	\$ 825.209.394	\$ 56.911	\$ 1.228.336.878	\$ 70.191	\$ 1.989.701.388	\$ 97.059
PRODUCCIÓN	8.500		11.500		14.500		17.500		20.500	
COSTO/TONELADA	\$ 52.199		\$ 50.926		\$ 56.911		\$ 70.191		\$ 97.059	

Fuente: Resultado del estudio.

7.3.2 Evaluación económica. Valor presente neto (VPN)¹⁸. El VPN pone en pesos de hoy tanto los ingresos futuros como los egresos futuros, lo cual facilita la decisión desde el punto de vista financiero, de realizar o no un proyecto.

Si el $VPN > 0$ el proyecto es bueno porque, en pesos de hoy, los ingresos son mayores que los egresos.

Para el cálculo del VPN se utilizará la siguiente expresión:

$$VPN = -I.I - Eg \text{ n año } (1 + i)^{-n} + Ing \text{ n año } (1 + i)^{-n}$$

Dónde:

VPN = valor presente neto.

I.I = inversión inicial.

Eg = Egresos

Ing = Ingresos

i = tasa de oportunidad (como mínimo debe ser igual al interés que se paga por el crédito, 20,22%)

n = periodo en años.

El proyecto es financieramente atractivo, dado que además de ganar el 20,22% se obtiene una ganancia de \$504.123.720 en pesos de hoy.

Tasa interna de retorno (TIR). Financieramente la TIR es la tasa a la cual son descontados los flujos de caja de forma tal que los ingresos y los egresos sean iguales; desde el punto de vista matemático la TIR es la tasa a la cual el VPN se hace cero.

Para este proyecto la Tasa Interna de Retorno (TIR) es del 59,4%; porcentaje con el cual el valor presente neto es igual a cero.

Punto de equilibrio. El punto de equilibrio es un instrumento de análisis y planificación empresarial que se define como el nivel de producción y ventas donde no existen pérdidas ni ganancias (ver anexo V).

La empresa logra utilidades cuando se produce y se vende por encima de ese punto.

¹⁸ Baca Currea, Guillermo. Ingeniería económica. Valor presente neto. 8 ed. Fondo Educativo Panamericano. [s.l.] [s.n.] [s.f.] 197 p.

Cuadro 35. Flujo de caja anual (\$)

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
Inversiones realizadas	12.000.000					
Inversiones a realizar	99.260.000					
Capital de trabajo	24.815.000					
INVERSIÓN TOTAL	124.075.000					
Ingresos brutos		\$ 683.102.500	\$ 998.133.300	\$ 1.359.197.172	\$ 1.771.643.210	\$ 2.241.381.753
EGRESOS						
Costos de operación		\$ 443.693.625	\$ 585.644.401	\$ 825.209.394	\$ 1.128.336.878	\$ 1.989.701.338
Gastos de administración		\$ 143.184.000	\$ 147.508.157	\$ 151.962.903	\$ 156.552.183	\$ 161.280.059
Gastos financieros		\$ 25.087.965	\$ 21.731.201	\$ 17.695.700	\$ 12.844.220	\$ 7.011.770
Pago de capital		\$ 16.601.206,15	\$ 19.957.970,03	\$ 23.993.471,57	\$ 28.844.951,53	\$ 34.677.400,72
UTILIDADES						
Utilidad bruta		\$ 222.807.668,85	\$ 392.530.928,97	\$ 509.994.306,43	\$ 614.461.380,47	\$ 217.003.014,28
Utilidad operacional		\$ 79.623.668,85	\$ 245.022.772,17	\$ 358.031.403,29	\$ 457.909.197,66	\$ 55.722.955,55
Utilidad del ejercicio		\$ 54.535.703,85	\$ 223.291.571,17	\$ 340.335.703,29	\$ 445.064.977,66	\$ 48.711.185,55
Impuestos (33 %)		\$ 17.996.782,27	\$ 73.686.218,49	\$ 112.310.782,09	\$ 146.871.442,63	\$ 16.074.691,23
UTILIDAD DESPUÉS DE IMPUESTOS		\$ 36.538.921,58	\$ 149.605.352,68	\$ 228.024.921,21	\$ 298.193.535,03	\$ 32.636.494,32

Fuente: Resultado del estudio.

Parámetros para el cálculo:

Costos fijos. Son aquellos que causan erogaciones en cantidad constante, para un mismo tamaño o capacidad instalada del proyecto, independientemente del número de unidades que se estén produciendo.

Generalmente corresponden a los costos básicos en los cuales se incurre para mantener a la unidad productiva en condiciones de operar, aun cuando no produzca.

Costos variables. Son aquellos que están estrechamente ligados con el proceso productivo de tal manera que aumentan o disminuyen en proporción directa al volumen de producción.

Ventas. Corresponde al total de unidades producidas multiplicadas por su respectivo valor de venta.

El punto de equilibrio se calcula con la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{CF}{P - CV}$$

Dónde:

Q = producción en el punto de equilibrio.

CF = Costos fijos.

CV = Costos variables

P = precio de venta en boca mina

El margen de utilidad es la diferencia que resulta entre el precio de venta en bocamina del mineral y el costo que se genera para producir una tonelada de carbón.

Cuadro 36. Margen de utilidad.

AÑO	PRODUCCIÓN (TON)	INGRESO (\$)	COSTO/TON (\$)	VENTA (\$)	MARGEN DE UTILIDAD (\$/TON)
1	8.500	\$ 683.102.500	\$ 52.199	\$ 80.365	\$ 28.166
2	11.500	\$ 998.133.300	\$ 50.926	\$ 84.383	\$ 33.457
3	14.500	\$ 1.359.197.172	\$ 56.911	\$ 88.602	\$ 31.691
4	17.500	\$ 1.771.643.210	\$ 70.191	\$ 93.033	\$ 22.842
5	20.500	\$ 2.241.381.753	\$ 97.059	\$ 97.684	\$ 625

Fuente: Resultado del estudio.

8. CONCLUSIONES

Mediante la elaboración del presente Planeamiento Minero fue posible corroborar la presencia de secuencias sedimentarias del Cretácico (Grupo Guadalupe), Terciario (Formación Guaduas) y del Plioceno – Pleistoceno, hasta el reciente, en el área de estudio.

Las reservas presentes en el contrato de concesión HKN - 08071 corresponden a 20'373.073 Ton, presentes en tres mantos de carbón explotables, con algunas intercalaciones de arcillolitas y areniscas. Este potencial de reservas permite garantizar la factibilidad del proyecto y otorga tiempo para continuar realizando estudios exploratorios que permitan identificar la presencia de otros mantos en el área.

Una vez realizado el análisis geomecánico y geométrico se estableció que la mejor alternativa técnica para realizar la explotación del yacimiento es mediante el método de explotación denominado Ensanche de Tambores en el Sentido del Rumbo; ya que este método permite variar los volúmenes de mineral explotado de acuerdo a las exigencias del mercado, dentro del método se contemplan dos vías de escape de muy fácil acceso en caso de emergencia, el rendimiento hombre turno es elevado, los costos de desarrollo y preparación se compensan con la explotación.

Seleccionado el método de explotación, se procedió a plantear las labores de desarrollo, en donde se proyecta avanzar un inclinado en dirección del buzamiento sobre manto uno, para luego en las labores de preparación dividir en bloques el yacimiento trazando guías y sobreguías, las cuales se conectarán entre sí por medio de tambores; finalmente las labores de explotación se realizarán en retroceso hacia el inclinado de los niveles preparados secuencialmente de arriba hacia profundidad.

La evaluación y manejo ambiental permitió identificar los diferentes impactos que se generaran debidos a la explotación minera que se llevará a cabo en el contrato de concesión HKN – 08071, y de esta manera analizar e implementar las medidas preventivas, de mitigación o correctivas, según sea el caso del impacto generado.

Se han contemplado los aspectos generales para el plan de cierre y restauración desde el mismo momento en el que empieza la explotación, para de esta forma amortizar los diferentes gastos que este conlleva a lo largo del desarrollo del proyecto, permitiendo esto realizar la incorporación al paisaje de las áreas explotadas y los terrenos utilizados y de esta manera ocasionar el menor impacto sobre la comunidad y el medio circundante.

El cierre de las áreas intervenidas, de la minería subterránea, la clausura de los botaderos, de vías e infraestructura se efectuarán durante los dos últimos años de la explotación minera.

Realizado el análisis económico y la evaluación financiera del proyecto, se evidenció que este presenta viabilidad económica y técnica, dado que para los primeros cinco (5) años de explotación fue posible dejar en evidencia un margen de utilidad satisfactorio para la empresa General de Carbones LTDA.

RECOMENDACIONES

Se recomienda a la empresa General de Carbones LTDA., la realización de campañas exploratorias para de esta manera confirmar la existencia de otros mantos que se presume están presentes en el área del contrato de concesión.

Realizar capacitaciones mineras, sociales, ambientales, de seguridad, higiene minera, entre otras, de forma frecuente para el personal vinculado al proyecto y de esta forma mantener un buen ambiente de trabajo.

Practicar jornadas de sensibilización ambiental junto con la comunidad y el personal vinculado al proyecto.

Llevar a cabo el seguimiento, monitoreo y control de los principales impactos ambientales generados con desarrollo del presente proyecto de explotación, esto con el fin de preservar la calidad del suelo, agua y paisaje, presentes en el área de estudio.

Ejecutar un mantenimiento periódico tanto de maquinaria, equipos como de vías de acceso al contrato de concesión HKN – 08071.

Ejecutar monitoreos periódicos del circuito de ventilación con el fin de determinar si los caudales de aire que se suministran son los suficientes para llevar a cabo el desarrollo de las diferentes labores mineras.

Concientizar a los titulares mineros de la zona que la forma idónea de llevar a cabo las explotaciones mineras es aquella en la cual se realiza un aprovechamiento racional de los recursos de la mano con el medio ambiente, en donde se garantice la sostenibilidad y desarrollo de las futuras generaciones.

Elaborar el plan de atención de emergencias, teniendo en cuenta las normas de seguridad en la ejecución de las diferentes labores mineras.

Estar pendiente de las fluctuaciones del precio del mineral en el mercado, ya que si el precio sigue decayendo el proyecto minero no será rentable para la empresa.

BIBLIOGRAFÍA

ALVARADO y SARMIENTO. Estratigrafía de la formación Guaduas. Ingeominas. Bogotá, 1944.

BACA CURREA, Guillermo. Ingeniería económica. Valor presente neto. 8 ed. Fondo Educativo Panamericano. 197 p.

CANTER, Larry W. Manual de Evaluación de Impacto Ambiental. Técnicas para la Evaluación de los Estudios de Impacto Ambiental. McGraw Hill. Madrid. 1998.

CONESA, Vicente. Guía metodológica para la evaluación del impacto ambiental. 3a Edición. Editorial Mundi-Prensa, 1997.

GILART GONZÁLEZ, Rodolfo. Exploración geólogo – geofísica de carbón concesión HKN – 08071, Municipio de Tibaná, Departamento de Boyacá. [s.l.][s.n.]. Enero 2012. 34 p.

GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I; FERRER, Mercedes; ORTUÑO, Luis y OTEO, Carlos. Ingeniería geológica, Mecánica de Rocas. Pearson Prentice Hall. España. p. 193.

JIMÉNEZ ZAMBRANO, Juan Manuel, Programa de Salud Ocupacional GENERAL DE CARBONES LTDA.: Subprograma de Seguridad Industrial. [s.l.] [s.n.]. 2010. p. 27.

NIGRINIS et. al., Cuenca carbonífera Checua – Lenguezaque. Informe 1671. Ingeominas. Bogotá, 1975

NOVITZKY, Alejandro. Métodos de explotación subterránea y planificación de minas. Argentina. [s.n.] [s.f.] 357 p.

OYARZÚN MUÑOZ, Jorge. Planes de cierre mineros, curso resumido. Ed. Especial para el Diplomado en Certificación y valoración de propiedades mineras. Colombia.[s.n.]. 2013. 118 p.

RENZONI, Giancarlo. Tareas para el desarrollo del carbón en Colombia, Tomo II. RODRÍGUEZ ORTIZ, José maría. Mecánica de rocas en la ingeniería práctica. 1 ed. España. EDITORIAL BLUME, 1970. 398 p.

RENZONI, G. CABALLOS. Catálogo de las unidades litoestratigráficas de Colombia. Ingeominas. Bogotá, 1994.

RENZONI y REYES. Sistemas de clasificación de recursos y reservas de carbón. Ecocarbón. Bogotá, 1.995. 26 p.

RENZONI, G. ROSAS, H. & ETAYO, F. Mapa geológico de la plancha 191 Tunja. Ingeominas. Bogotá, 1983.

SÁNCHEZ, Luis Enrique. Evaluación del impacto ambiental conceptos y métodos. 1 ed. Bogotá, D.C. ECOE EDICIONES, 2011. 479 p.

STOCES, B. Elección crítica de los métodos de explotación en minería. 1 ed. Barcelona. EDICIONES OMEGA, S.A. [s.f.] 247 p.

ULLOA et al. Mapa geológico de Colombia, plancha 191 Tunja. Ingeominas. Bogotá, 1975,

HERRERA VIANCHÁ, Alonso. Planeamiento minero bajo tierra. Sogamoso. [s.l.] [s.n.] [s.f.] 88 p.

----- Elementos de ventilación de minas. Sogamoso. [s.l.] [s.n.] [s.f.] 167 p.

JOJOA MUÑOZ, Jaime William. Mecánica de rocas aplicada: Capítulo I, II y III. Sogamoso. [s.l.] [s.n.] 2009.

----- Métodos de explotación bajo tierra. Sogamoso. [s.l.] [s.n.] 2011.

----- Módulo I y II. Sogamoso. [s.l.] [s.n.] 2009.

AGENCIA NACIONAL DE MINERALES. Regalías: resolución Unidad de planeación Minero Energética UPME 0289 del 27 de Junio de 2014.
http://www.anm.gov.co/sites/default/files/Regalias/resol_upme_0289_de_junio_31_de_2014_carbon.pdf

ALCALDÍA MUNICIPAL DE JENESANO. Esquema de Ordenamiento Territorial del Municipio de Jenesano. Jenesano. [s.n.]. 2.000

ALCALDÍA MUNICIPAL DE TIBANÁ. Esquema de Ordenamiento Territorial del Municipio de Tibaná. Tibaná. [s.n.]. 2.000

CENTRO MINERO SENA. Planeamiento minero según el Ingeominas.

CORPORACIÓN AUTÓNOMA REGIONAL DE CHIVOR -CorpoChivor-. Plan de Gestión Ambiental Regional 2007 – 2019.
<http://www.corpochivor.gov.co/content/view/113/273/>.

General de Carbones LTDA. PTO Área de Exploración Adicional Contrato de Concesión HKN – 08071. Sogamoso. [s.n.], 2014.

INSTITUTO COLOMBIANO DE NORMAS TÉCNICAS. Normas colombianas para la presentación de trabajos de investigación, NTC 1486, Julio 27 de 2008.

INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual de Restauración de Terrenos y Evaluación de Impactos Ambientales en Minería. 2ª Edición. Madrid. 1989.

MINISTERIO DE AMBIENTE, VIVIENDA, DESARROLLO TERRITORIAL. Manual de Seguimiento de Proyectos. Bogotá. 2002. República de Colombia. Gobierno Nacional. Código de Minas. Ley 685 de 2001. Edición UPME. Bogotá. 2001.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA, Guías minero-ambientales para las actividades de exploración, explotación (a cielo abierto y subterránea), beneficio y transformación de minerales. Ministerio del Medio Ambiente, UPME. 2003.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA; MINISTERIO DE AMBIENTE, VIVIENDA Y DESARROLLO TERRITORIAL. Guía Minero Ambiental: Exploración, Explotación, Beneficio, Patios de acopio para carbón. Ceri-Colombia-Cida. Ingeominas. 2002.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA, Código Nacional de Minas, Ley 685 de 2001.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA, Reglamento de Seguridad en las Labores Subterráneas, Decreto 1335 de 1987.

PÁGINA WEB BANCO DE LA REPÚBLICA, (www.banrep.gov.co). Consultada el día 24 de Noviembre de 2014.

UNIDAD DE PLANEACIÓN MINERO ENERGÉTICA -UPME-. Guía Ambiental para la Minería Subterránea de Carbón.

ANEXOS

Debido a que el área de influencia local comprende los Municipios de Jenesano en un 0,57% y Tibaná en un 99,43%, sobre los cuales se manifiestan directa e indirectamente los impactos de la actividad minera, se tomará como punto de referencia para más detalles aquellos generados en el Municipio de Tibaná dado que en éste se encuentra presente la mayor proporción del título minero.

Anexo A. Especies presentes en el municipio de Tibaná

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTÍFICO
Cordoncillo	Piper bogotense
Cucharo	Myrsine guianensis, coriasea; ferruginea
Cedro	Cedrela montana
Espino	Duranta mutissi
Trompeto	Bocconia frutences
Raque	Vallea stipuralis
Tagua	Gaiodendron tagua
Cape	Cletra fimvriata
Tibar	Escallonia paniculata
Andrino	
Gaque	Rapanea ferruginea
Granizo	Hedyosmum sp.
Pegamoscos	Befaria resinosa
Tinto	Cestrum mutisii
Canelo	Drimis granadensis
Uva de anís	Cavendishia cordifolia
Uva camarona	Macleania rupestris
Tuno	Miconia sp.
Chusque	Chusquea scandens
Chilco	Escallonia peniculata
Mano de oso	Oreopanax floribundum
Laurel	Ocotea sp
Ají	
Angelito	Bucquetia glutinosa
Borrachero	Datura sp.
Chocho	Lupinus sp
Espino	Bernadesia espinosa
Amarillo	Gynoxysilicifolia
Trementino	
Frailejón	Espeletia sp.
Mora	Rubus sp

Fuente: Consultoría EOT 2.000.

Anexo B. Mamíferos frecuentes de Tibaná

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTÍFICO
Conejo	<i>Sylvilagus brasiliensis</i>
Runcho	<i>Rhizosomichtis totae</i>
Armadillo	<i>Dasypus novemcinctus</i>
Oso de anteojos	<i>Tremarctos ornatus</i>

Fuente: Esquema de Ordenamiento Territorial

Anexo C. Aves frecuentes de Tibaná

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTÍFICO
Chulos	<i>Coragypus atratus</i>
Copetón	<i>Zonotrichia capensis costaricensis</i>
Perdiz	<i>Colinus cristatus</i>
Mirlas	<i>Turdidae</i>
Cucaracheros	<i>Troglodytidae</i>
Mosqueteros	<i>Tyrannidae</i>
Pato filtrador	<i>Anas flavirostris</i>
Colibrí	<i>Eriocnemis</i> sp.
Águila real	<i>Geranoaetus melanoleucus</i>
Búho	<i>Otus choliva</i>
Lechuza	<i>Tyto alba</i>

Fuente: Esquema de Ordenamiento Territorial

Anexo D. Parámetros para la caracterización de las discontinuidades.

<p>ESPACIAMIENTO</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Extremadamente junto (< 20 mm) 2. Muy junto (20 - 60 mm) 3. Junto (60 - 200 mm) 4. Moderadamente junto (200 - 600 mm) 5. Separado (600 - 2000 mm) 6. Muy separado (2000 - 6000 mm) 7. Extremadamente separado (>6000 mm) 	<p>CONTINUIDAD</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Muy baja continuidad (< 1 m) 2. Baja continuidad (1 - 3 m) 3. Continuidad media (3 - 10 m) 4. Alta continuidad (10 - 20 m) 5. Muy alta continuidad (>20 m) 	<p>RUGOSIDAD</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Escalonada rugosa 2. Escalonada lisa 3. Escalonada pulida 4. Ondulada rugosa 5. Ondulada lisa 6. Ondulada pulida 7. Plana rugosa 8. Plana lisa 9. Plana pulida
<p>ABERTURA</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Muy cerrada (<0,1 mm) 2. Cerrada (0,1 - 0,25 mm) 3. Parcialmente abierta (0,25 - 0,5 mm) 4. Abierta (0,5 - 2,5 mm) 5. Moderadamente ancha (2,5 - 10 mm) 6. Ancha (> 10 mm) 7. Muy ancha (1 - 10 cm) 8. Extremadamente ancha (10 - 100 cm) 9. Cavernosa (> 1 m) 	<p>RELLENO</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. No existe 2. Arcilla 3. Limo 4. Arena 5. Roca triturada 6. Óxidos de hierro 7. Suciedad superficial 8. Cuarzo 9. Calcita 10. Otros 11. Varios 	<p>FILTRACIONES</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Seco 2. Húmedo 3. Goteo 4. Flujo
		<p>ALTERACIÓN</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Inalterada 2. Ligeramente alterada 3. Moderadamente alterada 4. Muy alterada 5. Descompuesta

Fuente: GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I; Ingeniería geológica, Descripción de Macizos Rocosos. Pearson Prentice Hall. España. 744 p.

Anexo E. Caracterización geomecánica de las discontinuidades encontradas en el macizo rocoso.

N°.	Rumbo	Buzamiento	Continuidad	Espaciamiento	Abertura	Relleno	Rugosidad	Filtración	Alteración
1	N 23° E	55° SE	2	2	4	1	4	2	3
2	N 22° W	43° NE	2	2	4	1	4	2	3
3	N 35° E	37° NW	2	3	5	1	4	2	3
4	N 24° W	48° NE	1	3	4	1	4	2	3
5	N 54° E	45° NW	2	2	4	4	4	1	3
6	N 42° W	30° NE	1	3	4	1	1	1	2
7	N 50° W	20° NW	1	3	4	4	1	1	2
8	N 23° E	41° NW	1	3	4	1	1	1	2
9	N 53° E	40° NW	1	2	5	1	1	2	2
10	N 25° E	24° NE	1	2	5	4	1	1	2
11	N 36° W	10° NE	1	3	5	1	4	1	2
12	N 27° W	32° NE	1	3	4	1	4	1	2
13	N 3° E	39° NE	1	3	5	1	1	1	2
14	N 22° W	24° NE	2	2	4	1	1	1	2
15	N 45° E	52° NW	1	2	4	1	4	1	2
16	N 35° W	11° SW	1	3	4	1	1	1	2
17	N 30° W	39° SW	1	1	4	1	1	1	2
18	N 48° W	39° NW	1	3	4	1	1	2	2
19	N 57° W	35° NW	1	2	4	1	4	1	2

Anexo E. (Continuación)

20	N 40° W	40° NE	2	2	4	4	1	1	2
21	N 10° E	37° NW	1	2	4	4	1	2	2
22	N 32° E	58° NE	2	3	5	1	4	1	2
23	N 45° E	39° NW	1	3	4	1	1	1	2
24	N 55° E	30° NE	2	2	4	1	4	1	3
25	N 10° W	31° NW	2	3	4	1	1	1	2
26	N 16° E	45° NE	2	2	5	1	1	1	2
27	N 21° W	38° NE	1	3	4	1	1	1	2
28	N 57° W	51° NE	1	3	5	1	4	2	2
29	N 46° E	43° NW	1	3	4	1	4	1	2
30	N 33° W	19° NE	1	3	5	1	4	1	3
31	N 20° E	52° NW	2	3	5	1	4	1	2
32	N 22° W	36° NE	2	3	4	1	4	1	2
33	N 23° W	47° NE	2	3	4	1	1	1	2
34	N 35° E	39° NW	1	2	4	1	1	1	2
35	N 55° W	37° NW	1	3	4	1	1	1	2
36	N 14° E	50° NE	1	2	4	1	4	1	2
37	N 22° E	40° NW	1	3	5	1	4	1	3
38	N 25° W	28° NW	1	3	3	1	1	1	2
39	N 41° W	50° NE	1	2	4	1	4	1	2

Anexo E. (Continuación)

40	N 40° W	40° NE	2	2	4	1	4	1	2
41	N 22° E	76° NW	1	2	5	1	4	1	2
42	N 50° W	15° NE	1	3	4	1	4	1	2
43	N 32° W	53° NE	1	3	5	1	4	1	2
44	N 36° E	40° NW	1	2	4	1	4	1	2
45	N 27° E	33° NW	1	3	4	1	4	1	3
46	N 44° W	39° NE	2	2	4	1	1	1	3
47	N 41° W	46° NW	2	3	4	1	4	1	3
48	N 22° W	38° NE	1	3	4	1	4	1	2
49	N 36° E	39° NW	1	3	5	1	1	1	3
50	N 38° E	40° NW	1	3	4	4	1	1	2
51	N 33° E	52° NE	1	3	4	4	4	1	2
52	N 43° E	47° NW	1	3	3	1	1	1	2
53	N 39° W	44° NE	1	2	4	1	1	2	2
54	N 45° W	23° NE	1	2	4	1	1	1	2
55	N 23° E	43° NE	1	3	4	4	4	1	2
56	N 8° W	22° NE	1	3	4	1	1	2	2
57	N 13° W	50° NE	1	3	4	1	4	1	2
58	N 41° E	46° NW	1	3	5	1	4	1	2
59	N 27° W	43° NE	2	2	5	1	1	1	2

Anexo E. (Continuación)

60	N 25° W	45° NE	1	3	4	1	4	1	2
61	N 38° W	43° NW	1	3	4	1	4	1	2
62	N 20° W	43° NE	1	3	5	1	1	1	3
63	N 20° W	40° NE	2	3	4	1	4	1	2
64	N 42° W	25° NE	1	3	4	1	4	2	2
65	N 39° W	22° NE	1	2	3	1	4	2	3
66	N 48° E	38° NW	1	3	4	1	4	1	3
67	N 47° W	38° NE	1	3	4	1	4	1	2
68	N 39° E	49° NW	1	3	5	1	1	1	2
69	N 22° E	39° NE	1	3	4	4	4	1	2
70	N 25° W	35° NE	1	2	5	1	4	1	2

Fuente: Resultado del estudio

Anexo F. Propiedades Físicas

El procedimiento llevado a cabo para el análisis de laboratorio debe ser minucioso desde el momento en el cual se recolectan las muestras dado que estas tendrán que ser de tamaño tipo puño, recolectadas de tal manera que representen todo el macizo rocoso, la muestra tendrá que ser fresca y almacenada de manera tal que se garantice la menor alteración de la misma, para esto se procederá a envolverlas en papel aluminio y almacenarlas en un sitio fresco hasta el momento de ser llevadas al laboratorio para su análisis. Una vez en el laboratorio el procedimiento llevado a cabo es el siguiente:

Desenvolver las muestras, marcarlas y pesarlas para posteriormente llevarlas al horno a una temperatura de 110°C ($\pm 5^{\circ}$) por un lapso de tiempo de 24 horas.

Foto 1. Rotulado y secado de las muestras en el horno.



Fuente: Resultado del estudio.

Realizado el paso anterior, se procederá a extraer las muestras del horno, dejarlas enfriar y pesarlas nuevamente; de esta forma y por diferencia de peso se calculará la humedad natural de la roca.

Foto 2. Determinación de la humedad natural de la roca.



Fuente: Resultado del estudio.

Proseguir con la determinación del volumen de las muestras mediante el principio de Arquímedes y el empleo de una probeta de vidrio con suficiente agua para poder analizar el volumen desplazado por la muestra a sumergir.

Foto 3. Determinación del volumen por principio de Arquímedes de la roca.



Fuente: Resultado del estudio.

Proceder a sumergir las muestras en agua por un periodo de 24 horas, una vez cumplido el tiempo se pesan nuevamente las muestras para así determinar el índice de porosidad de la roca.

Foto 4. Determinación del índice de porosidad de la roca.



Fuente: Resultado del estudio.

Anexo G. Pautas para selección del sostenimiento de túneles en roca, con base al RMR (Según Bieniawski, 1989)

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACIÓN	PERNOS EN ROCA (20 MM DE DIÁMETRO COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
I - Roca muy buena RMR 81 – 100	Frente completo 3 m de avance	Generalmente no se requiere ningún sostenimiento excepto pernos esporádicos.		
II - Roca buena RMR 61 – 80	Frente completo 1 – 1,5 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2,5 m con malla de alambre ocasionalmente.	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno
III – Roca regular RMR 41 – 60	Socavón en el tope y banqueo 1,5 – 3 m de avance en el socavón. Iniciar el sostenimiento después de cada voladura. Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1,5 – 2,0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona.	50 – 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno
IV – Roca mala RMR 21 – 40	Socavón en el tope y banqueo 1,0 – 1,5 m de avance en el socavón. Iniciar el sostenimiento con el avance de la excavación. 10 m de avance del frente.	Pernos sistemáticos de 4 – 5 m de longitud espaciados 1,0 – 1,5 en la corona y en las paredes, con malla de alambres.	100 – 150 mm en la corona y 100 mm en las paredes.	Arcos ligeros a medianos espaciados a 1,5 m donde son requeridos.
V – Roca muy mala RMR < 20	Galerías múltiples. 0,5 – 1,0 de avance en el socavón de tope. Instalar el sostenimiento con el avance de la excavación. Shotcrete tan pronto como sea posible después de la voladura.	Pernos sistemáticos de 5 – 6 m de longitud, espaciados 1,0 – 1,5 en la corona y en las paredes. Pernos en el piso.	150 – 200 mm en la corona, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Arcos medianos a pesados espaciados a 0,75 m con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario. Cerrar la sección (invert)

Fuente: Hoek – Brown, Excavaciones Subterráneas en roca.

Anexo H. Características cable tipo Fc, XIP 6 * 19 de ½”.

Número de cordones	6
Alambres por cordón	19
Número total de alambres	114
Diámetro nominal	20 mm
Carga de rotura	5.540 Kg/m
Peso	0.58 Kg/m
Sección	63 mm ²
Peso Gs	203,0 Kg

Fuente: Página web Digikey.

Anexo I. Impactos ambientales potenciales sobre componentes y medidas de manejo

IMPACTOS SOBRE	MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL
LA ATMÓSFERA	
<ul style="list-style-type: none"> - Contaminación, fundamentalmente por partículas sólidas, polvo y gases, derivada de la conformación de depósitos de estériles y del tránsito de maquinaria pesada (impactos severos). En todos los casos, estos efectos son temporales, asociados con el período funcional de las operaciones. 	<ul style="list-style-type: none"> - Riego periódico de vías mediante aplicación de agua. - Remoción de materiales finos acumulado sobre las vías. - Revegetalización de terrenos abandonados por la minería (superficies finales de depósitos de estériles). - Reducción de la velocidad de desplazamiento. - Empleo de pantallas vegetales contra el viento, que dificultan su libre circulación en los niveles superficiales. - Humectación de pilas de carbón en patios de acopio.
<ul style="list-style-type: none"> - Contaminación sónica, ruidos; impactos temporales pero severos, durante las operaciones de apertura del tajo, conformación de depósitos de estériles y tráfico de equipo minero. 	<ul style="list-style-type: none"> - Mantenimiento de silenciadores en equipos de minería.
EL AGUA SUPERFICIAL	
<ul style="list-style-type: none"> - Alteración permanente de los drenajes superficiales, severa en el caso de la conformación de depósitos de estériles 	<ul style="list-style-type: none"> - Creación de sistemas de drenaje, generales para la recolección de las aguas externas a la zona, y particulares para cada escombrera - Reducción de las pendientes de los taludes de depósitos de estériles para disminuir la velocidad y, por tanto, la capacidad erosiva de las láminas de agua, y favorecer al mismo tiempo la implantación de la cubierta vegetal que va a sujetar las tierras. - Construcción de obras auxiliares de canalización para la protección de canales, depósitos de estériles, etc.

Anexo I. (Continuación).

IMPACTOS SOBRE	MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL
EL AGUA SUPERFICIAL	
<ul style="list-style-type: none"> - Contaminación de las aguas superficiales (turbiedad por partículas sólidas, elementos tóxicos disueltos, acidificación derivada de la oxidación e hidratación de elementos piríticos) derivada de las operaciones necesarias para la conformación de depósitos de estériles (impacto ambiental temporal), del bombeo y descarga de efluentes, y de la implantación de vías y obras de infraestructura (impactos temporales y moderados). 	<ul style="list-style-type: none"> - Recolección y conducción de las aguas contaminadas en la mina hacia lagunas de sedimentación donde se produzca la decantación de los sólidos antes de su descarga al exterior. - Adecuación de sistemas de tratamiento de ARD y ARM, conforme a las características de los contaminantes del agua. - Establecimiento de un sistema de análisis periódicos (monitoreo del recurso hídrico). - Revegetalización de áreas restituidas - Aislamiento de materiales fácilmente disgregables y contaminantes, cubriendo con otros materiales procedentes de la propia explotación.
EL SUELO	
<ul style="list-style-type: none"> - Ocupación irreversible de suelos por la creación depósitos de estériles (impactos críticos y severos), y por la construcción de vías e instalaciones. - Inducción de efectos edáficos negativos en los alrededores de la explotación por las operaciones derivadas de la creación de depósitos de estériles y vías (impactos locales moderados y compatibles, debido a la acumulación de residuos, elementos finos, polvo, etc.) 	<ul style="list-style-type: none"> - Adopción de medidas que eviten la producción de polvo, desprendimientos y deslizamientos - Diseño de un modelado en la recuperación que permita la utilización productiva y ecológica del terreno
LA FLORA Y LA FAUNA	
<ul style="list-style-type: none"> - Eliminación o alteración de hábitat vegetales terrestres para la fauna, así como desplazamientos o concentración de especies o individuos, motivados por la creación de vías (impactos de magnitud moderada). Sin embargo, la creación de depósitos de estériles produce un impacto crítico sobre estos aspectos. - Cambios en las pautas de comportamiento de la fauna por perturbaciones causadas por el tráfico de equipos, y por la creación de vías. Impactos temporales y de carácter compatible. - Eliminación o reducción de la cubierta vegetal, así como dificultades para la regeneración de la vegetación (pérdida de elementos fértiles, aumentos drásticos de la pendiente y erosión, etc) estos impactos generalmente son severos en el caso de los depósitos de estériles 	<ul style="list-style-type: none"> - Revegetalización con especies autóctonas de los ecosistemas afectados. - Adecuar medidas para la optimización del tráfico y para la disminución de los ruidos.

Anexo I. (Continuación).

IMPACTOS SOBRE	MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL
GEOFÍSICOS	
<ul style="list-style-type: none"> - Aumento del riesgo de los desprendimientos, deslizamientos o hundimientos de tierras, motivado por la conformación de escombreras (impacto severo) y por la operación de tajos mineros. - Aumento de la carga de sedimentación aguas abajo, producido por la adición de material sólido, derivado de la conformación de depósitos de estériles y vías. Impacto severo. - Aumento de la erosión, derivada de las operaciones que son precisas para la creación de depósitos de estériles y vías, de la propia existencia de los depósitos de estériles y taludes, y del tráfico de equipos de minería. Impacto severo. 	<ul style="list-style-type: none"> - Colocar sobre el terreno natural, antes del comienzo del vertido del depósito de estériles, una capa de espesor suficiente de material grueso drenante seleccionado, con objeto de lograr en el interior del depósito un nivel freático bajo. - Utilizar en lo posible, para el núcleo interior de la escombrera, el material de mayor granulometría para favorecer la estabilidad y el drenaje. - Evitar romper el equilibrio de los estériles - Modelar el depósito de estériles de manera que su factor de seguridad sea superior a 1,2. - Diseñar un sistema de drenaje superficial que desagüe las aguas directamente interceptadas por el depósito de estériles o las conecte con la red externa de drenaje.
	<ul style="list-style-type: none"> - Adoptar medidas que eviten la producción de polvo. - Establecer sistemas de drenaje generales y particulares. - Revegetalización rápida tras los movimientos finales de tierra en cada zona. - Disminución de pendientes y longitudes de declive en taludes de vías y depósitos de estériles
LA MORFOLOGÍA Y EL PAISAJE	
<p>Perturbación del carácter global del paisaje, generalmente grave en el caso de los depósitos de estériles, y de menor entidad por su mayor facilidad de control y temporalidad las derivadas de las construcciones de edificios</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Reducir en lo posible el tamaño de depósitos de estériles - Remodelar la topografía alterada de manera que se ajuste lo más posible a la natural - Redondear en lo posible taludes en planta y en alzado, evitando aristas y superficies planas. - Plantación de árboles y arbustos que actúen como pantallas visuales. - Adaptación de las instalaciones e infraestructura a la topografía local. - Revegetalización general con las especies autóctonas de la zona y el esquema de plantación adecuado para la adaptación de la zona afectada por la explotación al paisaje circundante

Anexo I. (Continuación).

IMPACTOS SOBRE	MEDIDAS DE MANEJO AMBIENTAL
EL COMPONENTE SOCIO-ECONÓMICO	
<ul style="list-style-type: none"> - Aumento de la densidad de tráfico sobre las vías públicas con el consiguiente peligro de accidentes, deterioro de calzadas, etc. - Dependencia económica de la minería de carbón, a escala local y regional. - Generación de empleos directos e indirectos por la explotación minera. - Inflación generada por la actividad en la zona afectada. - Vinculación al desarrollo local y regional. - Crecimiento de la población y demanda de servicios públicos, vivienda, educación, salud, alimentos, etc. 	

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo J. Criterios de valoración de impactos

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN	CALIFICACIÓN	VALOR
CARÁCTER (CR)	Se refiere a la naturaleza benéfica o perjudicial de las acciones sobre los factores ambientales a intervenir	BENEFICIOSO PERJUDICIAL	(+) (-)
MAGNITUD (MG)	Se refiere al grado de incidencia de determinada acción, sobre el medio ambiente considerado en el ámbito específico en que actúa. Está siempre en función de variación de las condiciones de la línea base	BAJA MEDIA ALTA	1 4 8
ÁREA DE INFLUENCIA O COBERTURA (CB)	Se refiere al área del entorno que se verá afectado por el impacto. Si es puntual, será un impacto directo.	PUNTUAL (1) LOCAL (2) REGIONAL	1 4 8
PROBABILIDAD DE OCURRENCIA (PD)	Se refiere a la posibilidad que el impacto se presente, sobre todo en aquellas circunstancias no periódicas pero si de gravedad	MUY BAJA (1) BAJA (2) MEDIA ALTA	1 2 4 8
DURACIÓN (DR)	Se refiere al tiempo que supuestamente permanecerá el efecto desde su aparición y a partir del cual el factor afectado comienza su retomo al estado inicial, con o sin medidas correctivas	FUGAZ(< 6 MESES) TEMPORAL (< 6 MESES) PERMANENTE (> 5 AÑOS)	1 2 4
REVERSIBILIDAD (RV)	Se refiere a la posibilidad de reconstrucción del factor afectado por el proyecto o de retomar a las condiciones iniciales por medios naturales, una vez desaparece la acción	CORTO PLAZO (< 1 AÑO) MEDIANO PLAZO (1 a 5 AÑOS) LARGO PLAZO (5 a 20 AÑOS) IRREVERSIBLE	1 2 4 8
RECUPERABILIDAD (RC)	Se refiere al tiempo requerido para la reconstrucción parcial o total del factor afectado como consecuencia del proyecto. Esta reconstrucción es con intervención humana mediante medidas correctivas	CORTO PLAZO (<1 AÑO) MEDIANO PLAZO(1 a 5 AÑOS) LARGO PLAZO(5 a 20 AÑOS) NO RECUPERABLE	1 2 4 8
TENDENCIA (TD)	Da la idea del incremento progresivo o no de la manifestación del efecto, cuando persiste continuada y reiteradamente la acción que lo genera	SIMPLE (NO HAY INCREMENTO PROGRESIVO) ACUMULATIVO (HAY INCREMENTO PROGRESIVO)	1 4

Anexo J. (Continuación).

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN	CALIFICACIÓN	VALOR
TIPO (TP)	Se refiere a la relación causa efecto o a la forma de manifestación de un efecto sobre un actor, puede producirse directo o indirecto como consecuencia de una acción	INDIRECTO (ES CONSECUENCIA DE LA AFECTACIÓN DE OTRO FACTOR) DIRECTO (ES CONSECUENCIA DE LA ACTIVIDAD ANALIZADA)	1 4
PREVENCIÓN	Son los impactos o efectos que se pueden evitar o anular mediante diseños y programas específicos	SI NO	
MITIGACIÓN	El impacto es mitigable cuando se pueden realizar prácticas o medidas viables que minoren el efecto negativo del impacto, se alcancen o no a mejorar las condiciones originales.	SI NO	
CORRECCIÓN	Son las medidas que se llevan a la práctica después de causado el impacto y por las cuales las condiciones originales son recuperadas	SI NO	
COMPENSACIÓN	El impacto/efecto, se considera compensable cuando las prácticas, diseños y medidas recuperan de forma equivalente aunque no similar el medio existente original	SI NO	
IMPORTANCIA (I)	Hace referencia a la importancia del efecto de una acción sobre un factor ambiental. Está representada por un valor que se deduce en función de los valores asignados a los parámetros de evaluación y la sensibilidad	$I = CR (3MG+2CB+ PD+DR+RV+ RC+TD+TP)$	

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo K. Identificación de impactos potenciales

COMPONENTES DEL AMBIENTE FACTORES DE CAMBIO			ACCIONES QUE CAUSAN IMPACTOS												
			PRELIMINARES		EXPLOTACIÓN		MANTENIMIENTO		ADMINISTRACIÓN			RECUPERACIÓN			
			Plan de gestión social e información ambiental	Adecuación de vías de acceso	Operación maquinaria y equipo	Extracción de material	Cargue y transporte de material	Manejo de combustibles	Manejo de residuos sólidos y líquidos	Señalización	Seguridad Industrial	Seguimiento y Control	Adecuación morfológica	Recuperación final y revegetación	
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR													
FÍSICOS	Suelo	Limpieza del área		X						X		X		X	
		Erosión		X	X							X		X	
		Contaminación		X			X	X	X			X		X	
	Agua superficial	Calidad		X		X		X				X		X	
	Aire	Emisión partículas sólidas		X	X	X	X						X	X	X
		Ruidos		X	X	X	X						X	X	X
		Gases		X	X	X	X		X				X		X
BIÓTICO	Flora	Afectación arbórea		X									X		X
		Afectación arbustiva		X									X	X	X
	Fauna	Desplazamiento de especies		X	X										X
SOCIO ECONÓMICO	Salud	Condiciones salubridad		X						X		X	X		X
	Empleo	Riesgos laborales		X	X	X	X							X	X
		Generación direc-indirec	X	X	X	X	X						X		X
	Tierras	Cambio en valor		X										X	X
		Cambio uso del suelo		X										X	X
	Paisaje	Paisajismo		X							X			X	X

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo L. Identificación de impactos potenciales (valoración)

COMPONENTES AMBIENTALES		ACTIVIDADES DEL PROYECTO	ACTIVIDAD DE OCURRENCIA	Carácter	Magnitud	Área influencia	Probabilidad de ocurrencia	Duración	Reversibilidad	Recuperabilidad	Tendencia	Tipo	Prevención	Mitigación	Corrección	Compensación	Importancia
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR		CR	MG	CB	PD	DR	RV	RC	TD	TP	P	M	C	CP	I
FÍSICOS	Suelo	Limpieza del área	Adecuación vías de acceso	(-)	4	4	4	4	4	4	4	4	N	S	N	S	(-)-44
			Seguimiento y control (+)	+	8	4	8	4	4	4	1	4	S	S	S	N	57
			Señalización	(-)	1	4	4	4	4	4	4	4	S	S	S	S	(-)-35
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	4	4	4	4	4	4	4	N	S	S	S	56
		Erosión	Adecuación vías de acceso	-	4	4	4	4	4	4	4	4	N	S	N	S	-44
			Operación de maquinaria y equipo	-	8	4	8	4	4	4	4	4	N	S	N	S	-60
			Seguimiento y control (+)	+	8	4	8	4	4	4	4	4	S	S	S	N	60
			Recuperación final y revegetación (+)	+	4	4	4	4	4	4	4	4	N	N	S	S	44
		Contaminación	Adecuación vías de acceso	-	1	4	1	4	4	4	4	4	S	S	S	S	-32
			Transporte de material	-	1	4	1	4	4	4	4	4	S	S	S	S	-32
			Manejo de residuos sólidos y líquidos	-	1	4	1	4	4	4	4	4	S	S	S	S	-32
			Manejo de combustibles	-	1	1	1	4	4	4	4	4	S	S	S	N	-26
			Recuperación final y revegetación (+)	+	4	4	1	4	4	4	4	4	S	S	S	N	41
			Seguimiento y control (+)	+	8	4	2	4	4	4	1	4	S	S	S	N	51
		Calidad	Adecuación vías de acceso	-	1	4	1	4	4	4	4	4	S	S	S	S	-32
			Extracción de material	-	4	4	2	4	2	4	4	4	S	S	S	S	-40

Anexo L. (Continuación)

COMPONENTES AMBIENTALES		ACTIVIDADES DEL PROYECTO	ACTIVIDAD DE OCURRENCIA	Carácter	Magnitud	Área influencia	Probabilidad de ocurrencia	Duración	Reversibilidad	Recuperabilidad	Tendencia	Tipo	Prevención	Mitigación	Corrección	Compensación	Importancia
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR		CR	MG	CB	PD	DR	RV	RC	TD	TP	P	M	C	CP	I
FÍSICOS	Suelo	Calidad	Manejo de combustibles	-	4	1	2	4	1	4	4	1	S	S	S	S	-30
			Seguimiento y control (+)	+	8	4	8	4	4	4	1	1	S	S	S	S	54
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	4	8	4	4	4	4	4	S	S	S	S	60
	Aire	Emisión partículas sólidas	Adecuación de vía de acceso	-	4	4	4	4	1	4	4	4	S	S	S	S	-41
			Operación maquinaria y equipo	-	8	4	8	4	1	1	4	4	N	S	N	S	-54
			Extracción de material	-	4	1	4	4	1	1	1	4	N	S	N	S	-29
			Transporte de material	-	4	8	4	4	1	1	1	4	N	S	N	S	-43
			Seguimiento y control (+)	+	8	4	8	4	1	1	1	4	S	S	S	S	51
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	2	8	4	2	2	1	1	N	S	S	S	25
		Ruidos	Adecuación vías de acceso	-	1	4	2	4	1	1	1	1	N	S	S	S	-21
			Operación maquinaria y equipo	-	8	4	8	4	1	1	4	4	N	S	N	S	-54
			Extracción de material	-	4	4	8	4	1	1	4	4	N	S	S	S	-42
			Cargue y Transporte de material	-	4	4	4	4	1	1	1	1	N	S	S	S	-32
			Seguimiento y control	+	1	4	4	4	1	1	1	1	S	S	S	S	23
			Adecuación morfológica	+	1	1	1	4	1	1	1	1	N	S	S	S	14
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	1	8	2	1	1	1	1	N	S	S	S	19

Anexo L. (Continuación)

COMPONENTES AMBIENTALES		ACTIVIDADES DEL PROYECTO	ACTIVIDAD DE OCURRENCIA	Carácter	Magnitud	Área influencia	Probabilidad de ocurrencia	Duración	Reversibilidad	Recuperabilidad	Tendencia	Tipo	Prevención	Mitigación	Corrección	Compensación	Importancia
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR		CR	MG	CB	PD	DR	RV	RC	TD	TP	P	M	C	CP	I
FÍSICOS	Aire	Gases	Adecuación de vías de acceso	+	1	4	1	4	1	1	1	1	N	S	S	S	-20
			Operación maquinaria y equipo	-	4	4	4	4	1	1	4	4	N	S	N	S	-38
			Extracción de material	-	1	1	4	4	1	1	1	1	N	S	S	S	-17
			Cargue y Transporte de material	-	4	4	4	4	1	1	4	4	N	S	S	S	-38
			Seguimiento y control	+	1	4	4	4	1	1	1	1	S	S	S	S	23
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	4	4	4	1	1	1	1	N	S	S	S	23
BIÓTICO	Flora	Afectación arbórea	Adecuación de vías internas	-	1	1	1	4	2	1	1	4	S	S	S	S	-18
			Seguimiento y control (+)	+	1	4	8	4	1	1	1	4	S	S	S	S	30
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	1	8	4	4	4	1	1	S	S	S	S	48
		Afectación arbustiva	Transporte de material	-	1	1	1	4	2	1	1	4	S	S	S	S	-18
			Adecuación morfológica (+)	+	8	1	4	4	1	1	1	1	S	S	S	S	38
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	1	8	4	4	2	1	1	S	S	S	S	46
	Fauna	Desplazamiento de especies	Adecuación de vías de acceso	-	4	1	2	4	2	2	1	1	N	S	S	S	-26
			Transporte de material	-	1	4	4	4	2	2	1	1	N	S	S	S	-25
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	1	8	4	2	2	1	1	N	S	S	S	23
SOCIO ECONÓMICO	Salud	Condiciones salubridad	Adecuación vías de acceso	-	1	4	1	4	1	1	1	1	S	S	S	S	-20

Anexo L. (Continuación)

COMPONENTES AMBIENTALES		ACTIVIDADES DEL PROYECTO	ACTIVIDAD DE OCURRENCIA	Carácter	Magnitud	Área influencia	Probabilidad de ocurrencia	Duración	Reversibilidad	Recuperabilidad	Tendencia	Tipo	Prevención	Mitigación	Corrección	Compensación	Importancia
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR		CR	MG	CB	PD	DR	RV	RC	TD	TP	P	M	C	CP	I
SOCIO ECONÓMICO	Salud	Condiciones salubridad	Transporte de material	-	1	4	2	4	1	1	1	1	S	S	S	S	-21
			Seguridad Industrial	+	1	1	2	4	1	1	1	1	S	S	S	S	15
			Seguimiento y control (+)	+	1	1	8	4	1	1	1	1	S	S	S	N	21
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	1	1	1	1	1	1	1	S	S	S	N	11
	Empleo	Riesgos laborales	Adecuación vías de acceso	-	4	4	1	4			1	1	S	S	S	S	-27
			Operación de maquinaria y equipo	-	4	1	2	4			1	1	S	S	S	S	-22
			Extracción de material	-	8	1	4	4			1	1	S	S	S	S	-36
			Cargue y Transporte de material	-	4	4	2	4			1	1	S	S	S	S	-28
			Adecuación morfológica (+)	+	8	1	4	4			1	1	S	S	S	S	36
			Recuperación final y revegetación (+)	+	4	1	2	1			1	1	S	S	S	S	19
		Generación directa e indirecta	Gestión social e información ambiental	+	8	4	8	4			1	1					46
			Adecuación vías de acceso	+	4	2	8	4			1	4					33
			Operación de maquinaria y equipo	+	8	1	8	4			1	4					43
			Extracción de material	+	8	1	4	4			1	4					39
			Cargue y Transporte de material	+	8	1	4	4			1	4					39
			Seguimiento y control (+)	+	8	1	8	4			1	4					43

Anexo L. (Continuación)

COMPONENTES AMBIENTALES		ACTIVIDADES DEL PROYECTO	ACTIVIDAD DE OCURRENCIA	Carácter	Magnitud	Área influencia	Probabilidad de ocurrencia	Duración	Reversibilidad	Recuperabilidad	Tendencia	Tipo	Prevención	Mitigación	Corrección	Compensación	Importancia
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR		CR	MG	CB	PD	DR	RV	RC	TD	TP	P	M	C	CP	I
SOCIO ECONÓMICO	Salud	Generación directa e indirecta	Recuperación final y revegetación (+)	+	4	8	8	4			1	4					46
	Tierras Empleo	Cambio en valor	Construcción vías internas	-	4	1	4	4				1	N	N	S	S	-23
			Adecuación morfológica (+)	+	1	1	4	4				1	S	S	S	S	14
			Recuperación final y revegetación (+)	+	1	1	4	4				1	S	S	S	S	14
		Cambio uso del suelo	Adecuación vías	-	8	1	8	4	4	2	1	4	N	N	S	S	-49
			Adecuación morfológica (+)	+	8	1	8	4	1	1	1	4	N	N	S	S	45
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	1	8	4	2	2	1	4	N	N	S	S	47
	Paisaje	Paisajismo	Adecuación de vías de acceso	-	1	2	8	4	4	1	1	4	N	S	S	S	-29
			Señalización	-	4	1	8	4	4	1	1	4	N	S	S	S	-36
			Adecuación morfológica (+)	+	8	8	4	4	4	2	1	4	N	S	S	S	59
			Recuperación final y revegetación (+)	+	8	8	8	4	4	2	4	4	N	S	S	S	66

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo M. Importancia del impacto

COMPONENTES DEL AMBIENTE FACTORES DE CAMBIO			ACCIONES QUE CAUSAN IMPACTOS											
			PRELIMINARES		EXPLOTACIÓN			MANTENIMIENTO		ADMINISTRACIÓN			RECUPERACIÓN	
			Plan de gestión social e información ambiental	Adecuación de vías de acceso	Operación maquinaria y equipo	Extracción de material	Cargue y transporte de material	Manejo de combustibles	Manejo de residuos sólidos y líquidos	Señalización	Seguridad Industrial	Seguimiento y Control	Adecuación morfológica	Recuperación final y revegetación
ASPECTO	ELEMENTO	INDICADOR												
FÍSICOS	Suelo	Limpieza del área		-44						-35		+57		+56
		Erosión		-44	-60							+60		+44
		Contaminación		-32			-32	-26	-32			+51		+41
	Agua superficial	Calidad		-32		-40		-30				+54		+60
		Aire	Emisión partículas sólidas		-41	-54	-29	-43					+51	-54
	Ruidos			-21	-54	-42	-32					+23	+12	+19
	Gases			-20	-38	-17	-38		-12			+23		+48
BIÓTICO	Flora	Afectación arbórea		-18								+30		+48
		Afectación arbustiva		-18								+38	-38	+46
	Fauna	Desplazamiento de especies		-26	-25									+23
SOCIO ECONÓMICO	Salud	Condiciones salubridad		-20					-11		+15	+21		+11
	Empleo	Riesgos laborales		-27	-22	-36	-28						-22	+19
		Generación directa e indirecta	+46	+33	+43	+39	+39					+43		+46
	Tierras	Cambio en valor		-23									+14	+14
		Cambio uso del suelo		-49									-45	+47
	Paisaje	Paisajismo		-29						-36			-59	+66

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo N. Inversiones existentes.

CONCEPTO	CANTIDAD	V. UNITARIO (\$)	V. TOTAL (\$)	VIDA ÚTIL (AÑOS)	V. SALVAMENTO (\$)	DEPRECIACIÓN (\$)
INFRAESTRUCTURA						
Adecuación vía de acceso	1	3.500.000	3.500.000	5	350.000	630.000
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Equipo mantenimiento	1	1.500.000	1.500.000	10	150.000	135.000
Herramienta taller	1	1.500.000	1.500.000	10	150.000	135.000
Malacate	1	3.500.000	3.500.000	5	350.000	630.000
Vagoneta	2	1.000.000	2.000.000	5	200.000	360.000
TOTAL			12.000.000		1.200.000	1.890.000

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo O. Inversiones a realizar.

CONCEPTO	CANT.	VIDA ÚTIL	V. UNITARIO	V. TOTAL	V. SALVAMENTO	V. DEPRECIAR
INFRAESTRUCTURA						
Adecuación patio y tolva	2	5	\$ 800.000	\$ 1.600.000	\$ 160.000	\$ 288.000
Botadero	1	10	\$ 5.000.000	\$ 5.000.000	\$ 500.000	\$ 450.000
Campamento	1	10	\$ 12.500.000	\$ 12.500.000	\$ 1.250.000	\$ 1.125.000
Taller	1	10	\$ 13.300.000	\$ 13.300.000	\$ 1.330.000	\$ 1.197.000
Baños y vestidores	1	10	\$ 19.200.000	\$ 19.200.000	\$ 1.920.000	\$ 1.728.000
Depósito de agua	2	5	\$ 1.000.000	\$ 2.000.000	\$ 200.000	\$ 360.000
Vía de acceso	1	5	\$ 2.000.000	\$ 2.000.000	\$ 200.000	\$ 360.000
Mantenimiento de niveles	2	10	\$ 900.000	\$ 1.800.000	\$ 180.000	\$ 162.000
Medio ambiente	1	10	\$ 2.000.000	\$ 2.000.000	\$ 200.000	\$ 180.000
SUBTOTAL			\$ 56.700.000	\$ 59.400.000	\$ 5.940.000	\$ 5.850.000
MAQUINARIA Y EQUIPOS						
Equipo de mantenimiento	1	10	\$ 500.000	\$ 500.000	\$ 50.000	\$ 45.000
Equipo de ventilación	2	5	\$ 3.000.000	\$ 6.000.000	\$ 600.000	\$ 1.080.000
Equipo de desagüe	2	5	\$ 6.000.000	\$ 12.000.000	\$ 1.200.000	\$ 2.160.000
Red eléctrica interna	1	5	\$ 10.000.000	\$ 10.000.000	\$ 1.000.000	\$ 1.800.000
Multidetector	2	5	\$ 3.500.000	\$ 7.000.000	\$ 700.000	\$ 1.260.000
Lámpara para minería	15	5	\$ 200.000	\$ 3.000.000	\$ 300.000	\$ 540.000
Cable encauchetado	200	5	\$ 6.800	\$ 1.360.000	\$ 136.000	\$ 244.800
SUBTOTAL			23.206.800	\$ 39.860.000	\$ 3.986.000	\$ 7.129.800
TOTAL			\$ 79.906.800	\$ 99.260.000	\$ 9.926.000	\$ 12.979.800

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo P. Amortización del financiamiento.

AÑO	INTERÉS (\$)	CUOTA FIJA (\$)	AMORTIZACIÓN CAPITAL (\$)	SALDO FIN PERIODO (\$)
0				\$ 124.075.000
1	\$ 25.087.965	\$ 41.689.171,15	\$ 16.601.206,15	\$ 107.473.793,85
2	\$ 21.731.201	\$ 41.689.171,15	\$ 19.957.970,03	\$ 87.515.823,82
3	\$ 17.695.700	\$ 41.689.171,15	\$ 23.993.471,57	\$ 63.522.352,24
4	\$ 12.844.220	\$ 41.689.171,15	\$ 28.844.951,53	\$ 34.677.400,72
5	\$ 7.011.770	\$ 41.689.171,15	\$ 34.677.400,72	\$ (0,01)

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo Q. Costos de personal administrativo.

ADMINISTRACIÓN	CANT.	SALARIO MENSUAL	SALARIO ANUAL
Gerente	1	\$ 5.000.000	\$ 60.000.000
Contador	1	\$ 1.800.000	\$ 21.600.000
Secretaria	1	\$ 800.000	\$ 9.600.000
SUBTOTAL	3	\$ 7.600.000	\$ 91.200.000
Prestaciones (57%)		\$ 4.332.000	\$ 51.984.000
TOTAL		\$ 11.932.000	\$ 143.184.000

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo R. Costos de personal empleado para la explotación.

ACTIVIDAD	SALARIO MES	AÑO 1		AÑO 2		AÑO 3		AÑO 4		AÑO 5	
		N° TRAB	SAL. ANUAL	N° TRAB	SAL. ANUAL	N° TRAB	SAL. ANUAL	N° TRAB	SAL. ANUAL	N° TRAB	SAL. ANUAL
Picadores	\$ 600.000	6	\$ 43.200.000	8	\$ 57.600.000	10	\$ 72.000.000	12	\$ 86.400.000	14	\$ 100.800.000
Entivadores	\$ 600.000	6	\$ 43.200.000	8	\$ 57.600.000	10	\$ 72.000.000	12	\$ 86.400.000	14	\$ 100.800.000
Malacateros	\$ 600.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000
Embasador	\$ 600.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000	2	\$ 14.400.000
Mantenimiento	\$ 600.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000
Oficios varios	\$ 600.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000
Servicios generales	\$ 600.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000	1	\$ 7.200.000
Tecn. Minas	\$ 1.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000
Tecn. Ambiental	\$ 1.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000
Tecn. Salud Ocup.	\$ 1.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000	1	\$ 12.000.000
Ing. Minas	\$ 3.000.000	1	\$ 36.000.000	1	\$ 36.000.000	1	\$ 36.000.000	1	\$ 36.000.000	1	\$ 36.000.000
SUBTOTAL		22	\$ 201.600.000	26	\$ 230.400.000	31	\$ 266.400.000	35	\$ 295.200.000	39	\$ 324.000.000
Prestaciones (60%)			\$ 120.960.000		\$ 138.240.000		\$ 159.840.000		\$ 177.120.000		\$ 194.400.000
TOTAL			\$ 322.560.000		\$ 368.640.000		\$ 426.240.000		\$ 472.320.000		\$ 518.400.000

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo S. Costos de suministros, materiales y herramienta.

CONCEPTO	VALOR UNITARIO	AÑO 1		AÑO 2		AÑO 3		AÑO 4		AÑO 5	
		CANT.	V. TOTAL	CANT.	V. TOTAL	CANT.	V. TOTAL	CANT.	V. TOTAL	CANT.	V. TOTAL
HERRAMIENTAS											
Carretillas	\$ 220.000	6	\$1.320.000	8	\$ 1.813.152	10	\$ 2.334.886,49	12	\$ 2.886.480,07	14	\$ 3.469.260,40
Picos	\$ 20.000	6	\$ 120.000	8	\$ 164.832	10	\$ 212.262,41	12	\$ 262.407,28	14	\$ 315.387,31
Palas	\$ 30.000	12	\$ 360.000	14	\$ 432.684	16	\$ 509.429,78	18	\$ 590.416,38	20	\$ 675.829,95
Azuelas	\$ 18.000	12	\$ 216.000	14	\$ 259.610	16	\$ 305.657,87	18	\$ 354.249,83	20	\$ 405.497,97
Serruchos	\$ 30.000	14	\$ 420.000	16	\$ 494.496	18	\$ 573.108,50	20	\$ 656.018,20	22	\$ 743.412,94
Decímetros	\$ 16.000	2	\$ 32.000	3	\$ 49.450	4	\$ 67.923,97	5	\$ 87.469,09	6	\$ 108.132,79
Flexómetros	\$ 6.000	15	\$ 90.000	15	\$ 92.718	20	\$ 127.357,44	25	\$ 164.004,55	30	\$ 202.748,98
Troceros	\$ 40.000	10	\$ 400.000	12	\$ 494.496	14	\$ 594.334,74	16	\$ 699.752,74	18	\$ 810.995,94
Macetas	\$ 20.000	10	\$ 200.000	12	\$ 247.248	14	\$ 297.167,37	16	\$ 349.876,37	18	\$ 405.497,97
Plomadas	\$ 5.500	15	\$ 82.500	18	\$ 101.990	21	\$ 122.581,54	24	\$ 144.324,00	27	\$ 167.267,91
Trinchos	\$ 30.000	10	\$ 300.000	12	\$ 370.872	14	\$ 445.751,06	16	\$ 524.814,56	18	\$ 608.246,95
Barras	\$ 90.000	10	\$ 900.000	12	\$ 1.112.616	14	\$ 1.337.253,17	16	\$ 1.574.443,68	18	\$ 1.824.740,86
SUBTOTAL			\$ 4.440.500		\$ 5.634.164		\$ 6.927.714,34		\$ 8.294.256,75		\$ 9.737.019,97
SOSTENIMIENTO											
Palancas especiales	\$ 8.000	1.000	\$ 8.000.000	2.000	\$ 16.483.200	4.000	\$ 33.961.985,28	8.000	\$ 69.975.274,47	16.000	\$ 144.177.055,52
Palancas Corrientes	\$ 6.000	2.000	\$ 12.000.000	4.000	\$ 24.724.800	8.000	\$ 50.942.977,92	16.000	\$ 104.962.911,71	32.000	\$ 216.265.583,28
Parales	\$ 3.000	600	\$ 1.800.000	1.200	\$ 3.708.720	2.400	\$ 7.641.446,69	4.800	\$ 15.744.436,76	9.600	\$ 32.439.837,49
Polines	\$ 5.000	250	\$ 1.250.000	500	\$ 2.575.500	1.000	\$ 5.306.560,20	2.000	\$ 10.933.636,64	4.000	\$ 22.527.664,92
Forros	\$ 3.000	1.000	\$ 3.000.000	2.000	\$ 6.181.200	4.000	\$ 12.735.744,48	8.000	\$ 26.240.727,93	16.000	\$ 54.066.395,82
Tacos	\$ 5.000	4.000	\$ 20.000.000	8.000	\$ 41.208.000	16.000	\$ 84.904.963,20	32.000	\$ 174.938.186,18	64.000	\$ 360.442.638,80
Cabeceras	\$ 6.000	4.000	\$ 24.000.000	8.000	\$ 49.449.600	16.000	\$ 101.885.955,84	32.000	\$ 209.925.823,41	64.000	\$ 432.531.166,56
SUBTOTAL			\$ 70.050.000		\$ 144.331.020		\$ 297.379.633,61		\$ 612.720.997,09		\$ 1.262.450.342,40

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo S. (Continuación)

ELEMENTOS DE SEGURIDAD											
Cascos	\$ 32.000	30	\$ 960.000	60	\$ 1.977.984	120	\$ 4.075.438,23	240	\$ 8.397.032,94	480	\$ 17.301.246,66
Barbuquejos	\$ 9.000	30	\$ 270.000	60	\$ 556.308	120	\$ 1.146.217,00	240	\$ 2.361.665,51	480	\$ 4.865.975,62
Gafas de seguridad	\$ 10.000	30	\$ 300.000	60	\$ 618.120	120	\$ 1.273.574,45	240	\$ 2.624.072,79	480	\$ 5.406.639,58
Mascarillas con filtro	\$ 500	30	\$ 15.000	60	\$ 30.906	120	\$ 63.678,72	240	\$ 131.203,64	480	\$ 270.331,98
Guantes	\$ 6.500	30	\$ 195.000	60	\$ 401.778	120	\$ 827.823,39	240	\$ 1.705.647,32	480	\$ 3.514.315,73
Riatas	\$ 10.000	30	\$ 300.000	60	\$ 618.120	120	\$ 1.273.574,45	240	\$ 2.624.072,79	480	\$ 5.406.639,58
Overoles	\$ 40.000	30	\$ 1.200.000	60	\$ 2.472.480	120	\$ 5.094.297,79	240	\$ 10.496.291,17	480	\$ 21.626.558,33
Botas punta de acero	\$ 38.000	30	\$ 1.140.000	60	\$ 2.348.856	120	\$ 4.839.582,90	240	\$ 9.971.476,61	480	\$ 20.545.230,41
SUBTOTAL			\$ 4.380.000		\$ 9.024.552		\$ 18.594.186,94		\$ 38.311.462,77		\$ 78.936.937,90
SUBTOTAL GENERAL			\$ 78.870.500		\$ 158.989.736		\$ 322.901.534,89		\$ 659.326.716,61		\$ 1.351.124.300,27
Imprevistos (10 %)			\$ 7.887.050		\$ 15.898.974		\$ 32.290.153		\$ 65.932.672		\$ 135.112.430
Mantenimiento (5 %)			\$ 3.943.525		\$ 7.949.487		\$ 16.145.077		\$ 32.966.336		\$ 67.556.215
TOTAL			\$ 90.701.075		\$ 182.838.196		\$ 371.336.765		\$ 758.225.724		\$ 1.553.792.945

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo T. Cálculo del pago de regalías.

AÑO	PRODUCCIÓN (TON)	PRECIO BASE (\$/TON)	REGALÍAS
1	8.500	\$ 80.365	\$ 34.155.125
2	11.500	\$ 84.383	\$ 49.906.665
3	14.500	\$ 88.602	\$ 67.959.859
4	17.500	\$ 93.033	\$ 88.582.161
5	20.500	\$ 97.684	\$ 112.069.088

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo U. Ingresos por ventas.

AÑO	PRODUCCIÓN (TON)	PRECIO BASE (\$/TON)*	INGRESOS BRUTOS
1	8.500	\$ 80.365	\$ 683.102.500
2	11.500	\$ 84.383	\$ 998.133.300
3	14.500	\$ 88.602	\$ 1.359.197.172
4	17.500	\$ 93.033	\$ 1.771.643.210
5	20.500	\$ 97.684	\$ 2.241.381.753

Fuente: Resultado del estudio.

* Teniendo un incremento anual del precio del carbón del 8%.

Anexo V. Determinación del punto de equilibrio.

AÑO	COSTOS FIJOS	COSTOS VARIABLES	PRECIO DE VENTA B.M	PUNTO DE EQUILIBRIO
1	\$ 1.689.171,15	\$ 443.693.625	\$ 683.102.500	\$ 0,17
2	\$ 41.689.171,15	\$ 585.644.401	\$ 998.133.300	\$ 0,10
3	\$ 41.689.171,15	\$ 825.209.394	\$ 1.359.197.172	\$ 0,08
4	\$ 41.689.171,15	\$ 1.228.336.878	\$ 1.771.643.210	\$ 0,08
5	\$ 41.689.171,15	\$ 1.989.701.388	\$ 2.241.381.753	\$ 0,17

Fuente: Resultado del estudio.

Anexo W. Planos

1. Plano geológico regional.

2. Plano diseño de explotación.

3. Plano diseño de ventilación.